

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Российский государственный профессионально-педагогический
университет»
Институт инженерно-педагогического образования
Кафедра металлургии, сварочного производства и методики
профессионального обучения

К ЗАЩИТЕ ДОПУСКАЮ:
Заведующий кафедрой МСП
_____ Б.Н. Гузанов
«___» _____ 20 г.

**ОРГАНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА
ИЗГОТОВЛЕНИЯ ОТЛИВОК ИЗ СТАЛИ ДЛЯ МАШИНОСТРОЕНИ-
Я С ГОДОВЫМ ВЫПУСКОМ 20500 ТОНН**

**Выпускная квалификационная работа бакалавра
по направлению 44.03.04 Металлургия**

Идентификационный код ВКР: 085

Исполнитель:

студент группы МП–401

(подпись)

Р.А. Арсланов

Руководитель:

доцент кафедры МСП,
канд.техн.наук, доцент

(подпись)

Ю.И. Категоренко

Нормоконтролер:

доцент кафедры МСП,
канд.техн.наук, доцент

(подпись)

Ю.И. Категоренко

Екатеринбург
2016

РЕФЕРАТ

Дипломная работа содержит 83 листов машинописного текста 49 таблиц, 8 источников литературы и графическую часть на 5 листах формата А1:
1) 1 лист план цеха 2) 2 лист технология изготовления детали “Кронштейн”
3) 3 лист Форма в сборе 4) 4 лист 5) 5 лист Техничко-экономические показатели.

В дипломной работе разработана система организации технологического процесса изготовления отливок из стальных сплавов с технологией в песчано глинистые формы с годовым выпуском 20500 тонн.

Произведен расчет и выбор технологического оборудования для производства отливок .

В экономической части произведены расчеты по организации труда и заработной платы, себестоимость одной тонны годных отливок.

Рассмотрены вопросы безопасности труда производственных рабочих охраны окружающей среды.

Ключевые слова: ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПРОЦЕСС, ОТЛИВКА, ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ, СЕБЕСТОИМОСТЬ, ОХРАНА ТРУДА, ЭКОЛОГИЧНОСТЬ, ЛИТЬЕ В ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫЕ ФОРМЫ.

					44.03.04 160ПЗ					
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-						
Разраб.		Арсланов								
Провер.		Категоренко								
Н. Контр.		Категоренко								
Утверд.		Гузанов								
					Лит.		Лист		Листов	
									90	
					ФГАОУ ВО РГППУ					
					ИИПО группа МП-401					

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	5
1. ПРОЕКТНАЯ ЧАСТЬ	6
1.1. Режим работы цеха и фонды времени.....	5
1.2. Расчет производственных отделений.....	10
1.2.1. Плавильное отделение.....	9
1.2.2. Расчет шихты для выплавки стали 25Л в дуговой печи	12
1.2.3. Стержневое отделение	28
1.2.4. Формовочное отделение	30
1.2.5. Проектирование отделения очистки, обрубки, термообработки	31
1.2.6. Смесеприготовительное отделение	34
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	37
2.1. Характеристика детали	37
2.2. Определение припусков на механическую обработку.....	37
2.3. Обоснование положения деталей в форме при заливке.....	38
2.4. Конструирование и расчет прибылей	39
2.5. Расчет времени заполнения	40
2.6. Возможные дефекты и методы их устранения	43
3. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА	46
3.1 Расчет численного состава рабочих.....	46
3.2. Организация и планирование заработной платы.....	50
3.3. Отчисления на социальные нужды	53
3.4. Расчет капитальных затрат и амортизационных отчислений	54
3.6. Определение затрат и планирование себестоимости	56
3.7. Расчет плановых постоянных и переменных затрат	58
3.8. Ценообразование	61
3.9. Расчет коммерческой эффективности проекта	62
3.10. Показатели эффективности.....	68
4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА.....	71
4.1 Безопасность труда.....	71
4.1.1.Вентиляция.....	71
4.1.2.Освещение.....	72
4.1.3.Электробезопасность.....	73
4.1.4.Противопожарные мероприятия.....	74
4.1.5. Средства индивидуальной защиты и личная гигиена работающих.....	74

4.1.6. Техника безопасности при процессах смесеприготовления формовки и изготовления стержней.....	75
4.1.7. Мероприятия по снижению шума.....	75
4.1.8. Производственные тепловыделения.....	75
4.2. Экологичность проекта	78
4.2.1. Глобальные экологические проблемы современности.....	78
4.2.2. Анализ связи литейного процесса с экологическими системами.....	80
4.2.3. Путь экологизации производства.....	82
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	84
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	85

ВВЕДЕНИЕ

Целью дипломного проекта является разработка технологического процесса изготовления отливок из стали способом литья в песчано-глинистые формы с годовым выпуском 20,5 тыс. тонн.

Для достижения целей нам было необходимо решить следующие задачи:

- выбрать режим работы цеха и рассчитать фонды времени;
- рассчитать производственную программу цеха;
- рассчитать и выбрать оборудование;
- разработать технологию изготовления отливки “Кронштейн”;
- выполнить экономические расчеты;
- провести нужные меры требований для безопасности и экологичности проекта.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						5
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1. ПРОЕКТНАЯ ЧАСТЬ

Цех серийного производства, с годовым производством отливок 20500 тонн. Отливки изготавливаются технологический процессом: литье в песчано-глинистые формы. Сплав марки выбран 25Л по ГОСТ 977-88 [1].

Исходными данными для проектирования цеха, выбором оборудования является производственная программа. Производственная программа отливок распределена по весовым группам и показана в таблице 1.

1.1. Режим работы цеха и фонды времени

В литейных цехах применяются два основных режима работы: ступенчатый с разделением операций во времени и неизолированном общем помещении и параллельный.

На производстве применяется параллельный режим работы, при котором все технологические операции выполняются одновременно на различных производственных участках.

Фонды времени рассчитываются, исходя из существующих законоположений и рабочих и выходных днях и продолжительности рабочего дня и количества смен. В расчетах режимов работы используют номинальный и действительный фонды времени. Цех работает в две смены. Продолжительность рабочей смены 8 часов.

Номинальный фонд времени рассчитывается по формуле:

$$T_n = (365 - P) \cdot C \cdot Ч,$$

где T_n - номинальный фонд времени, ч;

P - число выходных и праздничных дней в году;

C - количество смен

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						6
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ч-продолжительность рабочей смены

$$T_n = 365 - (52 \cdot 2 + 9) \cdot 2 \cdot 8 = 4032 \text{ ч},$$

Действительный фонд времени работы оборудования и рабочих определяется по формуле:

$$T_d = T_n - П,$$

где T_d - действительный фонд времени, ч;

П – потери рабочего времени, ч.

$$T_d = 4032 - 181 = 3851 \text{ ч}.$$

Потери рабочего времени при работе оборудования вызваны его ремонтом и отсутствием рабочего по уважительной причине. Величина потерь времени на ремонт оборудования, простои из-за отсутствия рабочих по уважительной причине зависит от длительности ремонта, болезни, отпуска и независимо от его сложности и продолжительности принимается по отношению к номинальному фонду времени в размерах: 4,5% - в две смены.

Действительный фонд времени рабочих зависит от продолжительности отпуска, болезни вредности производства и определяется по формуле:

$$T_d = T_n \cdot K,$$

где K- коэффициент потерь: K=0,885 – для вредных работ,

K=0,895 – для стержневого и формовочного отделений,

K=0,925 – для других отделений.

$$T_d = 4032 \cdot 0,885 = 3568 \text{ ч. для вредных работ}$$

$T_d = 4032 \cdot 0,895 = 3608 \text{ ч. для стержневого и формовочного отделений},$

$$T_d = 4032 \cdot 0,925 = 3729 \text{ ч. для других отделений}$$

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 1- Производственная программа

Массовая группа	Наименование или номер отливки	Сплав для отливки	Масса отливки без литников и прибылей, кг	Масса отливки с литниками и прибылями, кг	Количество отливок в одной форме, шт	Брак механического цеха, %	Общее количество отливок на программу с учетом брака, шт	Масса отливок без литников и прибылей на годовую программу, кг	Масса отливок с литниками и прибылями на годовую программу, кг	Количество форм на годовую программу, шт	Размер опок, мм	Объем или масса формовочной смеси на годовую программу, м3(кг)	Количество стержней по каждому наименованию, шт	Масса или объем стержня, кг(м3)	Число стержней на годовую программу, шт	Масса или объем стержневой смеси на годовую программу, кг(м3)	Количество гнезд для стержней в одном стержневом ящике, шт	Количество стержневых ящиков, шт
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
до 5 кг	1 Крышка	25Л	2,5	3,375	6	2	10000	1250000	1923077	1666	900x700x250	11250000	1	1	10000	2250000	1	1
	2 Закалочная решетка	25Л	2,7	3,645	4	2	7407	1000000	1538462	1851	900x700x250	9000000	2	1	14815	1800000	2	2
	3 Корзина	25Л	3	4,05	6	2	8666	1300000	2000000	1444	900x700x250	11700000	1	1	8667	2340000	2	1
	4 Трубка	25Л	3,2	4,32	4	2	5625	900000	1384615	1406	900x700x250	8100000	2	1	11250	1620000	1	2
	5 Клапан	25Л	4	5,4	4	2	2750	550000	846154	687	900x700x250	4950000	1	1	2750	990000	1	1
							Итого	5000000										
5-20 кг	6 Кронштейн	25Л	6,8	10,7	4	2	4411	1500000	2307692	1102	900x700x250	13500000	3	2	13235	2700000	2	3
	7 Втулка	25Л	7	9,45	4	2	6571	2300000	3538462	1642	900x700x250	20700000	1	2	6571	4140000	1	1
	8 Крышка	25Л	10	13,5	4	2	5200	2600000	4000000	1300	900x700x250	23400000	2	3	10400	4680000	2	2
	9 Кран	25Л	13	17,55	4	2	1538	1000000	1538462	384	900x700x250	9000000	2	4	3077	1800000	1	2
	10 Корпус	25Л	17	22,95	4	2	705	600000	923077	176	900x700x250	5400000	1	5	706	1080000	1	1
							Итого	8000000										
20-100 кг	11 Наконечник	25Л	23	31,05	2	2	782	900000	1384615	391	900x700x250	8100000	1	7	783	1620000	2	1
	12 Ребро	25Л	25	33,75	2	2	440	550000	846154	220	900x700x250	4950000	2	7	880	990000	1	2

[illegible]

1.2. Расчет производственных отделений

1.2.1 Плавильное отделение

При проектировании плавильного отделения, выбирается тип и количество плавильных агрегатов. Среднеуглеродистые стали выплавляют в кислых дуговых печах. Используемая для этого шихта должна быть чистой по сере, фосфору и лигирующим элементам. При применении окисленного и легковесного скрапа в шихту добавляют 5-10% передельного чугуна и ведут процесс с окислением углерода и кипением, при окисленной шихте скрап переплавляют без окисления, что значительно повышает производительность печей и снижает расход электроэнергии. В данном производстве будут стоять дуговые плавильные печи.

Таблица № 2 - Дуговая плавильная печь.

Тип печи	ДП-3
Мощность источника питания, кВа	2500
Тип преобразователя	Транзный
Напряжение питающей сети, кВ	0,38;6;10
Номинальная ёмкость печей, т	3,0
Удельный расход электроэнергии, кВт.ч/т	530
Время расплавления, мин	46
Производительность по расплавлению, т/час	3,9
Габаритные размеры, метров	6,2×6,1×5,2

Электрооборудование для дуговой плавильной печи: Печной трансформатор, токопроводы, высоковольтное распределительное устройство, регулятор мощности, установка для набора шихты.

Количество необходимых агрегатов рассчитаем по формуле:

$$N = \frac{Q}{T_d \cdot n \cdot q},$$

где N- количество единиц оборудования, шт;

Q- годовой объём продукции,

n- коэффициент использования оборудования.

Интенсивность использования оборудования относительно действительного фонда времени регламентируется коэффициентом загрузки для плавильных агрегатов 1,1-1,15. n- может измениться от 0,55 до 1,15. q- производительность оборудования.

$$N = \frac{31538462}{4236 \cdot 1,1 \cdot 3000} = 2,2 \text{ шт.}$$

Принимаем количество печей равное 3.

Коэффициент загрузки печи

$$K = \frac{2,2}{3} = 0,73,$$

Коэффициент загрузки должен удовлетворять неравенству $0,7 \leq K_3 \leq 0,9$

Расчет парка ковшей

Емкость дуговых печей должна обеспечить возможность выдачи из нее сразу всего металла, как правило, в один ковш.

Расчет количества одновременно работающих заливочных ковшей производят по формуле:

$$N = \frac{q \cdot N_n \cdot t}{60 \cdot m},$$

где q – производительность плавильной печи т/ч;

N_n – число одновременно работающих печей;

m – емкость ковша, т;

t – время оборота ковша, мин.

$$N = \frac{3,9 \cdot 3 \cdot 25}{60 \cdot 3} = \frac{292}{180} = 1,6 \text{ шт.}$$

Одновременно работающих заливочных ковшей равно 2. Ковшей в ремонте равно 4. Ковшей в запасе (20%) – 2 ковша. Общее количество ковшей 8.

1.2.2. Расчет шихты для выплавки стали 25Л в дуговой печи

В дуговых печах с кислой футеровкой выплавляют ограниченный сортament сталей, включающий простые среднеуглеродистые (0,25-0,40% С), а также хромоникелевые, хромомолибденовые и другие среднеуглеродистые легированные стали. Выплавка в таких печах сложнолегированных сталей и сплавов, содержащих марганец, титан, алюминий, цирконий и др., практически невозможна.

Вследствие того, что в процессе кислой плавки фосфор и сера не удаляются, а их содержание в готовой стали за счет вводимых добавок может даже несколько увеличиться, шихтовые материалы должны содержать фосфора и серы на 0,1% меньше, чем допускается в готовой стали. В соответствии с этим собственные отходы не должны превышать 50% от массы шихты. Остальную часть шихты составляют из отходов углеродистых сталей с низким содержанием серы и фосфора. Шихтовые материалы должны внести такое количество углерода, чтобы его содержание после расплавления было на 0,10-0,20% больше, чем в выплавляемой стали. Состав стали 25Л согласно ГОСТ 977-88 представлен в табл. 2

В составе шихты используют следующие материалы:

- отходы литейного цеха - 30%;
- стальной лом - 60%;
- стружка в брикетах - 10%;
- чугун перекдельный.

Таблица 2 - Химический состав стали 25Л[1]

Массовая доля элементов, %					Группа отливок
С	Мп	Si	P	S	
0,22-0,30	0,45-0,90	0,20-0,52	<0,060	<0,060	I
			<0,060	<0,060	II
			<0,050	<0,050	III

Данные о химическом составе шихтовых материалов приведены в табл. 4, а о составе шлакообразующих материалов - в табл. 5

Соотношение между стальными компонентами шихты и чугуном можно определить, используя следующее балансовое по углероду уравнение:

$$100([C]_{\text{ст}} + [C]_{\text{изб}}) = (100 - \chi)\Sigma[C]_{\text{сш}} \cdot g_{\text{сш}} + [C]_{\text{ч}} \cdot \chi,$$

где $[C]_{\text{с}}$ - нижний предел содержания углерода в заданной марке стали, %;

$[C]_{\text{изб}}$ - превышение содержания углерода к концу периода плавления, в кислом процессе оно обычно составляет 0,10-0,20%;

$[C]_{\text{с.ш}}$ - содержание углерода в стальной составляющей шихты, %;

$[C]_{\text{ч}}$ - содержание углерода в чугуне, %;

χ - содержание в шихте чугуна, %.

Таблица 4 - Состав шихтовых материалов

Шихтовые материалы	Массовая доля составляющих, %						
	C	Mn	Si	P	S	Al	Зола
Отходы литейного цеха	0,25	0,60	0,35	0,045	0,040	—	—
Стальной лом	0,25	0,50	0,40	0,040	0,040	—	—
Стружка в брикетах	0,25	0,45	0,35	0,045	0,040	—	—
Чугун передельный	4,00	0,70	0,65	0,150	0,030	—	—
Электроды	99,0	—	—	—	—	—	1,0
Ферросилиций	0,20	0,40	45,00	0,040	0,030	—	—
Ферромарганец	6,00	75,00	2,00	0,300	0,030	—	—
Алюминий	—	—	—	—	—	98*	—

Таблица 5 - Состав шлакообразующих материалов

Шлакообразующие материалы	Массовая доля составляющих, %				
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO
Известь свежееобожженная	92,00	3,0	3,00	1,00	1,0
Железная руда	0,70	0,3	6,00	3,00	90,0
Песок	—	—	96,00	2,00	2,0
Динас	1,34	—	96,58	0,58	1,5
Зола электродов	11,80	—	56,50	31,70	—

Так как в данном расчете за 100% принята сумма только компонентов, содержащих сталь, то выражение можно записать следующим образом:

$$100(0,22+0,20) = \frac{1}{100+x} (0,25 \cdot 30 + 0,25 \cdot 60 + 0,25 \cdot 10) + 4,0 \cdot x,$$

или $42(100+x) = 2500 + 4x(100+x)$, и в окончательном виде $4x^2 + 358x - 4700 = 0$, откуда $x = 4,52$ кг (%).

Пересчитав вновь состав компонентов стали и чугуна исходя из 100% (например, для отходов литейного цеха: $30 \cdot 100 / (100+x)$), окончательно получим:

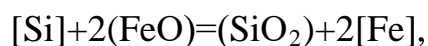
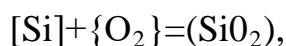
- отходы литейного цеха составят $30 \cdot 100 / (100+4,52) = 28,70$ кг (%);
- расход стального лома - $60 \cdot 100 / (100+4,52) = 57,41$ кг (%);
- расход стружки в брикетах - 10;
- расход чугуна - $4,52 \cdot 100 / (100+4,52) = 4,32$ кг (%).

С целью получения более точных расчетов следует учитывать, что отходы литейного цеха могут быть загрязнены песком в виде пригара (обычно от 0,5 до 2,0% [10]). Аналогичные загрязнения могут иметь и другие составляющие шихты. Тогда, если принять пригар равным 1%, действительное количество отходов литейного цеха составит $28,7(100-1)/100 = 28,41$ кг. Масса пригара будет равна $28,70 - 28,41 = 0,29$ кг.

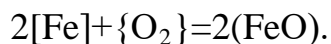
Таблица 6 - Количество элементов, вносимых шихтовыми материалами

Шихтовые материалы	Масса, кг	Вносят элементов кг					
		C	Мл	Si	P	S	Fe
Отходы литейного цеха	28,41	0,071	0,170	0,099	0,013	0,011	28,046
Стальной лом	57,41	0,144	0,287	0,230	0,023	0,023	56,703
Стружка в брикетах	9,57	0,024	0,043	0,033	0,004	0,004	9,462
Чугун передельный	4,32	0,173	0,030	0,028	0,006	0,001	4,082
Итого: кг	99,71	0,412	0,530	0,390	0,046	0,039	98,293
%	100,00	0,41	0,53	0,39	0,05	0,04	98,58

В период плавления происходит окисление кремния, марганца, углерода и железа. Примем, что окисление этих элементов происходит в основном кислородом атмосферы печи. Окисление элементов металлической ванны, например кремния, можно представить реакциями:



причем основным процессом является реакция, так как первоначально с кислородом реагирует железо (как избыточный компонент шихты) с образованием (FeO):



Необходимо также учитывать, что часть (FeO) растворяется в металле по реакции $(\text{FeO}) = [\text{O}] + [\text{Fe}]$, обогащая тем самым металл растворенным кислородом. Однако в данном расчете мы этот процесс не учитываем, считая, что доля растворившегося в металле кислорода в период плавления невелика.

За период плавления угар кремния составляет 70%, марганца - 70%. Угар железа составляет 2-3% от массы металла. Причем большая часть этого угара (60-80%) является результатом испарения и окисления железа в зоне действия электрических дуг. Угар углерода в этот период незначителен, можно принять, что его убыль компенсируется переходом углерода из электродов.

Расход кислорода на окисление элементов приведен в табл. 7

Таблица 7 - Расход кислорода на окисление элементов, кг

Элемент	Поступило	Окислилось	Осталось в металле	Требуется		Образовалось оксида*
				FeO	O ₂	
C	0,412	—	0,412	-	-	-
Mn	0,530	0,53·0,7= =0,371	0,159	0,371·72/55= =0,486	0,108	0,371+0,108= =0,479
Si	0,390	0,39·0,7= =0,273	0,117	0,273·144/28= =1,404	0,312	0,585
P	0,046		0,046	-		-

S	0,039	-	0,039	-		-
Fe	98,293	-	95,344	-	$2,949 \cdot 0,24x$	$2,949 \cdot 0,24x$
		$98,293 \cdot 0,03 =$			$x \cdot 16/56 = 0,067$	$x \cdot 72/56 = 0,910$
		$= 2,949^*$			$2,949 \cdot 0,08x$	$2,949 \cdot 0,08x$
					$x \cdot 48/112 = 0,101$	$x \cdot 160/112 = 0,337$
					$2,949 \cdot 0,68x$	$2,949 \cdot 0,68x$
					$x \cdot 48/112 = 0,859$	$x \cdot 160/112 = 2,864$
Итого	99,71	3,593	96,117	1,890	1,582	5,175

* 24% окислившегося железа окисляется до FeO, 8% - до FeO₃ (переходит в шлак), 68% - до Fe₂O₃ и улетучивается в зоне электрических дуг.

С кислородом печной атмосферы поступит $1,582 \cdot 77/23 = 5,296$ кг азота, где 77 и 23 - массовые проценты соответственно азота и кислорода в воздухе, для кислорода можно определить из выражения

$$\%O_2 = 100/[1 + \mu_{N_2} \cdot 0,79/(\mu_{O_2} \cdot 0,21)]$$

где μ_{N_2} - молярная масса азота; μ_{O_2} ~ молярная масса кислорода.

Таким образом, на образование оксидов требуется воздуха $1,582 + 5,296 = 6,878$ кг.

Шлак периода плавления

В шлак периода плавления поступит:

- Из металла, кг:

MnO 0,429

SiO₂ 0,585

FeO 0,910

Fe₂O₃ 0,337

Итого 2,311

- За счет пригара (песка) на отходах литейного цеха кг:

SiO₂ $0,29 \cdot 0,96 = 0,278$

Al₂O₃ $0,29 \cdot 0,02 = 0,006$

Fe₂O₃ $0,29 \cdot 0,02 = 0,006$

Итого 0,290

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

- Из динасового свода. Расход кирпича на 100 кг шихты можно принять равным 0,2 кг. Из этого количества в период плавления расходуется 60% динаса, т.е. $0,2 \cdot 0,06 = 0,12$ кг, которые внесут в состав шлака, кг:

$$\text{CaO} \quad 0,12 \cdot 0,013 = 0,0016$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,12 \cdot 0,966 = 0,1159$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,12 \cdot 0,06 = 0,0007$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,12 \cdot 0,015 = 0,0018$$

Итого 0,1200

- Из подины и откосов. Наварка подины и откосов производится кварцевым песком. Расход песка составляет 1-2 кг на 100 кг шихты (в расчете принимаем 1,5 кг). В период плавления в шлак переходит 50% массы наварки (кварцевого песка), или 0,75 кг. Из наварки переходит в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 \quad 0,75 \cdot 0,96 = 0,720$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,75 \cdot 0,02 = 0,015$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,75 \cdot 0,02 = 0,015$$

Итого 0,750

- Из золы электродов. Расход электродов на 1 т стали составляет 4-6 кг (0,4-0,6 кг на 100 кг шихты). По периодам плавки расход электродов примерно пропорционален расходу электроэнергии. Считаем, что в первый период расходуется 60% электродов, т.е. $0,5 \cdot 0,6 = 0,30$ кг (если принять расход электродов в среднем 0,5 кг на 100 кг шихты). Примем также, что углерод электродов в этот период окисляется кислородом печной атмосферы, а образовавшаяся зола переходит в шлак. В данном случае окисляется углерода $0,30 \cdot 0,99 = 0,297$ кг. При этом образуется золы $0,30 \cdot 0,01 = 0,003$ кг. Из золы электродов перейдет в шлак, кг:

$$\text{CaO} \quad 0,003 - 0,1180 = 0,0003$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,003 - 0,565 = 0,0017$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,003 - 0,317 = 0,0010$$

Итого 0,0030

Данные о количестве и составе шлака в период плавления приведены в табл. 8

Таблица 8 - Состав и количество шлака периода плавления

Источник поступления оксидов	Составляющие, кг						Всего, кг
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	
Металл	0,5850	—	0,910	0,3370	0,479	—	2,311
Пригар (песок)	0,2780	0,0060	—	0,0060	—	—	0,290
Свод	0,1159	0,0007	—	0,0018	—	0,0016	0,120
Подина и откосы	0,7200	0,0150	—	0,0150	—	—	0,750
Зола электродов	0,0017	0,0010	—	—	—	0,0003	0,003
Итого: кг	1,7006	0,0227	0,910	0,3598	0,479	0,0019	3,474
%	48,95	0,65	26,19	10,36	13,79	0,06	100,00

Так как в расчете принято, что в период плавления незначительный угар углерода металлической ванны компенсируется растворением углерода электродов, то образованием газов за счет окисления углерода, растворенного в металле, пренебрегаем.

В течение I периода расходуется 0,30 кг графитированных электродов. Принимаем, что углерод электродов окисляется кислородом воздуха на 90% до CO и 10% до CO₂. Тогда с образованием CO сгорает углерода $0,30 \cdot 0,99 \cdot 0,90 = 0,267$ кг, где 0,99 - содержание углерода в электродах, и образуется $0,267 \cdot 28/12 = 0,623$ кг CO.

С образованием CO₂ окисляется $0,30 \cdot 0,99 \cdot 0,10 = 0,030$ кг углерода, при этом образуется $0,030 \cdot 44/12 = 0,110$ кг CO₂. Для горения потребуется кислорода воздуха: $(0,623 - 0,267) + (0,110 - 0,030) = 0,436$ кг, или $0,43 \cdot 622,4/32 = 0,305$ м³. С кислородом воздуха поступит азота: $0,436 \cdot 77/23 = 1,460$ кг, или $0,305 \cdot 79/21 = 1,1427$ м³

Итоговые данные о количестве и составе газов периода плавления сведены в табл.9. Материальный баланс периода плавления шихты приведен в табл. 10.

Таблица 9 - Количество и состав газов периода плавления

Источник поступления	Поступило, кг	Образовалось, кг			
		CO	CO ₂	N ₂	Всего
Углерод электродов	0,267+0,03=0,297	0,623	0,110	1,460	2,193
Азот, поступивший	5,296	—	—	5,296	5,296
с кислородом					
Воздух	0,436+1,46=1,896	—	—	—	—
Итого:кг	7,489	0,623	0,110	6,756	7,489
%	100,00	8,32	1,47	90,21	100,00

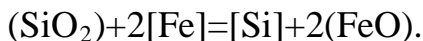
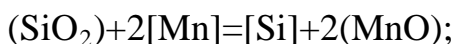
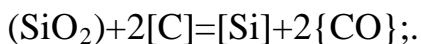
Таблица 10 - Материальный баланс периода плавления, кг

Поступило		Получено	
Железный лом		Металл	96,117
28,41+57,41+9,57 =	95,390	Шлак	3,474
Чугун	4,320	Газы	7,489
Динас	0,120	Улет железа в виде FeO ₃	2,864
Пригар (песок)	0,290		
Набивка (песок)	0,750	Невязка	0,000
Электроды	0,300		
Воздух			
6,878+1,896	= 8,774		
Итого 109,944		Итого 109,944	

Задачами окислительного периода при кислой плавке являются дегазация металла за счет кипения и нагрев металла. В течение периода окисляется 0,10-0,20% углерода. Для интенсификации кипения в ванну присаживают небольшими порциями (не более 0,2% от массы металла каждая) железную руду. Вызвать интенсивное кипение металла можно также небольшими присадками извести. Вводимый при этом оксид кальция вытесняет из содержащихся в шлаке силикатов FeO как более слабый основной оксид, повышая тем самым окислительную способность шлака.

Однако необходимо учитывать, что наличие в шлаке свободного оксида кальция вызывает интенсивное разъедание кислой футеровки. Поэтому для кислого процесса оптимальным является содержание в шлаке 6-8% CaO.

При высоком содержании в шлаке SiO_2 (56-60%) и высокой температуре происходит восстановление кремнезема по реакциям:



Содержание кремния в металле в конце окислительного периода может достигать 0,2-0,4%.

В соответствии с приведенными в литературе данными принимаем следующее изменение состава металла в окислительном периоде плавки. Содержание углерода в конце периода должно быть приблизительно 0,22%, или $96,1170,22/100=0,211$ кг, где 96,117 - выход жидкого металла, кг. Следовательно, окислится углерода, в том числе с учетом углерода, пошедшего на восстановление кремния, $0,412-0,211=0,201$ кг.

К концу периода в металле остается 0,08-0,12% марганца. Принимаем в расчете 0,10%, или $96,117-0,10/100=0,096$ кг; окислится $0,159-0,096=0,063$ кг.

За счет восстановления содержание кремния в металле в конце окислительного периода можно принять равным 0,25%, что составит $96,117-0,25/100=0,240$ кг, тогда восстановится $0,240-0,117=0,123$ кг кремния. На восстановление кремния потребуется $0,123 \cdot 24/28 = 0,105$ кг углерода.

Потребность в железной руде.

Принимаем, что окисление углерода и марганца происходит за счет кислорода железной руды. При этом источником кислорода является FeO - оксид железа, который получается при восстановлении Fe_2O_3 руды железом: $\text{Fe}_2\text{O}_3 + [\text{Fe}] = 3(\text{FeO})$.

Расход железной руды на плавку определим по балансу затрат на окисление элементов и поддержание в шлаке определенных концентраций оксидов железа. Количество FeO , необходимое для окисления примесей, приведено в табл. 11

Потребность в FeO покрываем присадкой в шлак железной руды. Для образования 0,658 кг FeO требуется $0,658 \cdot 160/216=0,487$ кг Fe_2O_3 . Для вос-

становления Fe_2O_3 до FeO требуется $0,658 - 0,487 = 0,171$ кг железа. Если принять, что 10% Fe_2O_3 из руды переходит в шлак, а 90% восстанавливается до FeO , то расход железной руды составит $0,487 / (0,90 \cdot 0,90) = 0,601$ кг

Шлак окислительного периода

В шлак окислительного периода поступит:

- Из металла :0,081 кг MnO / 0,264 кг SiO_2 (итого 0,183 кг).
- Из шлака периода плавления: 1,7006 кг SiO_2 ; 0,0227 кг Al_2O_3 ; 0,91 кг FeO ; 0,3598 кг Fe_2O_3 ; 0,0019 кг CaO (итого 3,474 кг)

Таблица 11 -Количество FeO , необходимое для окисления примесей, кг

Эле- мент	Поступило	Окислилось	Осталось в металле	Требуется FeO	Восстанови- лось Fe	Образовалось оксида
C	0,412	$0,201 - 0,105 =$ $=0,096$	0,211	$0,096 \cdot 72 / 12 =$ $=0,576$	$0,576 \cdot 56 / 72 =$ $=0,448$	CO (в газ) $0,096 \cdot 28 / 12 = 0,224$
Mn	0,159	0,063	0,096	$0,063 \cdot 72 / 55 =$ $=0,082$	$0,082 \cdot 56 / 72 =$ $=0,064$	MnO (в шлак) $0,063 \cdot 71 / 55 = 0,081$
Si	0,117	-0,1231	0,240			CO (в газ) $0,123 \cdot 56 / 28 =$ $=0,246$ Восстановилось SiO_2 из шлака - $0,123 \cdot 60 / 28 = 0,264$
P	0,046	—	0,046	—	—	-
S	0,039	—	0,039	—	—	-
Fe	95,344	—	95,344	—	—	-
Итого	96,117	0,141	95,976	0,658	0,512	0,287

CaO $0,601 - 0,007 = 0,004$

MgO $0,601 - 0,003 = 0,002$

SiO_2 $0,601 - 0,006 = 0,036$

Al_2O_3 $0,601 - 0,003 = 0,018$

Fe_2O_3 $0,601 - 0,90 - 0,1 = 0,054^1$

Итого 0,114

- Из извести. Расход извести в окислительный период плавки принят 0,3 кг на 100 кг садки. Известь внесет в шлак, кг:

CaO	$0,30 \cdot 0,92 = 0,276$
MgO	$0,30 \cdot 0,03 = 0,009$
SiO ₂	$0,30 \cdot 0,03 = 0,009$
Al ₂ O ₃	$0,30 \cdot 0,01 = 0,003$
Fe ₂ O ₃	$0,300 \cdot 0,01 = 0,003$
Итого	0,300

- Из свода. В окислительный период расходуется 20% динасового кирпича, что составляет, кг:

CaO	$0,40 \cdot 0,0134 = 0,0006$
SiO ₂	$0,40 \cdot 0,9658 = 0,0386$
Al ₂ O ₃	$0,40 \cdot 0,0058 = 0,0002$
Fe ₂ O ₃	$0,40 \cdot 0,015 = 0,0006$
Итого	0,040

- Из подины и откосов. В шлак поступит 25% набивной массы, т.е. $1,5 - 0,25 = 0,375$ кг. Из набивной массы в шлак перейдет, кг:

SiO ₂	$0,375 \cdot 0,96 = 0,360$
Al ₂ O ₃	$0,375 \cdot 0,02 = 0,008$
Fe ₂ O ₃	$0,375 \cdot 0,02 = 0,007$
Итого	0,375

- Из золы электродов. Принимаем, что в окислительный период расходуется 20% электродов, что составляет $0,5 \cdot 0,2 = 0,099$ кг. Содержащийся в электродах углерод сгорает в атмосфере печи, а зольный остаток переходит в шлак. Окисляется углерода электродов, кг: $0,10 \cdot 0,99 = 0,099$. Образуется золы $0,10 \cdot 0,01 = 0,001$ кг. Составляющие золы внесут в шлак:

CaO	$0,001 \cdot 0,118 = 0,0001$
SiO ₂	$0,010 \cdot 0,565 = 0,0006$
Al ₂ O ₃	$0,010 \cdot 0,317 = 0,0003$
Итого	0,001

90%Fe₂O₃ руды (0,487кг) расходуется на окисление примесей.

Состав и количество шлака окислительного периода приведены в табл. 12.

При окислении углерода металла образуется $0,201 \cdot 28/12 = 0,469$ кг монооксида углерода. При окислении углерода электродов кислородом атмосферы образуется $0,099 \cdot 0,90 \cdot 28/12 = 0,208$ кг СО и $0,099 \cdot 0,10 \cdot 44/12 = 0,036$ кг СО₂ (0,90 и 0,10 - доли окисления углерода соответственно до СО и СО₂). При этом требуется $0,208 \cdot 16/28 + 0,036 \cdot 32/44 = 0,145$ кг, или $0,145 \cdot 22,4/32 = 0,102$ м³, кислорода воздуха. С кислородом поступит азота $0,145 \cdot 77/23 = 0,485$ кг, или $0,485 \cdot 22,4/28 = 0,388$ м³.

Количество и состав газов окислительного периода представлены в табл. 13, материальный баланс окислительного периода - в табл. 14.

Таблица 12 - Количество и состав шлака окислительного периода

Источник поступления	Составляющие, кг							Всего кг
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	
Шлак периода плавления	1,7006	0,0227	0,910	0,3598	0,479	0,0019	—	3,474
Металл	-0,2640	—	—	—	0,081	—	—	-0,183
Железная руда	0,0360	0,0180	—	0,0540	—	0,0040	0,002	0,114
Известь	0,0090	0,0030	—	0,0030	—	0,2760	0,009	0,300
Свод	0,0386	0,0002	—	0,0006	—	0,0006	—	0,040
Подина и откосы	0,3600	0,0080	—	0,0070	—	—	—	0,375
Зола электродов	0,0006	0,0003	—	—	—	0,0001	—	0,001
Итого: кг	1,8808	0,0522	0,910	0,4244	0,5600	0,2826	0,011	4,121
%	45,64	1,27	22,08	10,30	13,59	6,85	0,27	100,00

Таблица 13 - Количество и состав газов окислительного периода

Источник поступления	Поступило, кг	Образовалось, кг			
		СО	СО ₂	N ₂	Всего
Углерод металла	0,201	0,469	—	—	0,469
Углерод электродов	0,099	0,208	0,036	0,485	0,729
Воздух	0,145+0,485=0,630	—	—	—	—
Итого: кг	0,930	0,677	0,036	0,485	1,198
%	100,00	56,51	3,01	40,48	100,00

Таблица 14 - Материальный баланс окислительного периода, кг

Поступило		Получено	
Металл I периода	96,117	Металл	$95,976+0,512-0,171=96,317$
Шлак I периода	3,474	Шлак	4,121
Железная руда	0,601	Газы	1,198
Известь	0,300	Невязка	0,001
Динас	0,040	Итого 101,637	
Набивная масса	0,375		
Электроды	0,100		
Воздух	0,630		
Итого	101,637		

При выплавке стали для фасонного литья плавку проводят без восстановительного периода. В этом случае раскисление проводят осаждающим методом. Если содержание кремния в металле ниже, чем требуется в выплавляемой стали, то за 7-10 мин до выпуска в печь присаживают ферросилиций. Ферромарганец вводят либо в печь (за 3-5 мин до выпуска), либо в ковш. Алюминий для окончательного раскисления вводят в ковш.

Состав металла, полученного к концу окислительного периода плавки, %:

$$C \quad 0,211 \cdot 100 / 96,317 = 0,219 \sim 0,22$$

$$Si \quad 0,240 \cdot 100 / 96,317 = 0,249 \sim 0,25$$

$$Mn \quad 0,096 \cdot 100 / 96,317 = 0,100$$

$$P \quad 0,046 \cdot 100 / 96,317 = 0,048$$

$$S \quad 0,039 \cdot 100 / 96,317 = 0,040$$

Расчет необходимого количества раскислителей производится исходя из среднезаданного содержания соответствующих элементов в готовой стали с учетом их угара: марганца - $(0,045+0,90)/2=0,68\%$; кремния - $(0,20+0,52)/2 = 0,36\%$.

Так как содержание кремния в металле выше нижнего предела, определяемого стандартом, то можно его содержание не повышать, оставив на уровне, полученном в процессе кремнийвосстановительной плавки.

Таким образом, раскисление металла в печи производим ферромарганцем, а в ковше в процессе выпуска - алюминием. Необходимое количество раскислителя можно определить по следующей формуле:

$$q_p = \frac{M_{ст}}{100} \cdot \frac{[E]_{ст} - [E]_{п.р}}{\frac{[E]_p \cdot 100 - U}{100 \cdot 100}},$$

где, q_p - количество присаживаемого раскислителя, кг;

$M_{ст}$ - выход жидкой стали перед раскислением, кг;

$[E]_{ст}$ - среднезаданное содержание определяемого элемента в готовой стали, %;

$[E]_{п.р}$ - содержание того же элемента в металле перед раскислением, %;

$[E]_p$ - содержание соответствующего элемента в раскислителе, %;

U - угар элемента, %.

Определим расход ферромарганца, принимая угар марганца равным 20%:

$$q_{Mn} = \frac{96,317}{100} \cdot \frac{0,68 - 0,10}{\frac{75 \cdot 100 - 20}{100 \cdot 100}} = 0,931 \text{ кг.}$$

Ферромарганец внесет, кг: $0,931 \cdot 0,06 = 0,056$ углерода; $0,931 \cdot 0,75 = 0,698$ марганца; $0,931 \cdot 0,02 = 0,019$ кремния; $0,931 \cdot 0,003 = 0,003$ фосфора; $0,931 \cdot 0,0003 = 0,0003$ серы. Итого 0,7763 кг.

С ферромарганцем поступит $0,931 \cdot 0,776 = 0,723$ кг железа. При раскислении металла окислится $0,698 \cdot 0,20 = 0,140$ кг марганца и образуется $0,140 \cdot 71/55 = 0,180$ кг MnO. При этом требуется $0,140 \cdot 16/55 = 0,041$ кг кислорода воздуха, с которым поступит $0,041 \cdot 77/23 = 0,137$ кг азота. Количество и состав металла после присадки ферромарганца отражены в табл. 14.

В период раскисления стали принимаем расход огнеупоров, набивной массы и электродов таким же, что и в окислительный период плавки: 0,04 кг динаса; 0,375 кг набивки; 0,10 кг электродов. Количество и состав шлака после раскисления приведены в табл. 15.

Окончательно раскисление металла производим в ковше алюминием. Расход алюминия составляет 0,8-1,2 кг на 1 т стали. Угар алюминия составляет 75-85%. В расчете принимаем расход алюминия 1 кг/т, т.е. 0,1 кг на 100 кг металла. Тогда фактически требуется $97,108 \cdot 0,1 / 100 = 0,097$ кг алюминия. Алюминий внесет: $0,097 \cdot 0,98 = 0,095$ кг алюминия; $0,097 \cdot 0,02 = 0,002$ кг железа, что составит в сумме 0,097 кг. Остается алюминия в металле, если принять его усвоение равным 20%, $0,095 \cdot 0,20 = 0,019$ кг.

При окислении алюминия образуется $0,095 \cdot 0,80 \cdot 102 / 54 = 0,144$ кг Al_2O_3 . На окисление алюминия затрачивается $0,095 \cdot 0,80 \cdot 48 / 54 = 0,068$ кг кислорода воздуха, с которым поступит $0,068 \cdot 77 / 23 = 0,227$ кг азота.

Таблица 15- Количество и состав металла после раскисления ферромарганцем

Элемент	Поступило с металлом, кг	Внесено ферромарганцем, кг	Перешло в шлак, кг	Содержится в металле	
				кг	%
Углерод	0,211	0,0560	—	0,2670	0,27
Марганец	0,096	$0,698 - 0,140 = 0,5580$	0,140	0,6540	0,67
Кремний	0,240	0,0190	—	0,2590	0,27
Фосфор	0,046	0,0030	—	0,0490	0,05
Сера	0,039	0,0003	—	0,0393	0,04
Железо	$95,344 + 0,512 - 0,171 = 95,685$	0,1550	—	95,8400	98,70
Итого	96,317	0,791	0,140	97,108	100,00

Таблица 16 - Количество и состав шлака перед выпуском металла

Источник поступления	Составляющие, кг							Всего, кг
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	
Шлак окислительного периода	1,8810	0,0520	0,910	0,4240	0,560	0,2830	0,011	4,121
Свод	0,0386	0,0002	—	0,0006	—	0,0006	—	0,040
Набивка	0,3600	0,0080	—	0,0070	—	—	—	0,375
Зола электродов	0,0006	0,0003	—	—	—	0,0001	—	0,001
Ферромарганец	—	—	—	—	0,180	—	—	0,180
Итого: кг	2,2802	0,0605	0,910	0,4316	0,740	0,2837	0,011	4,717
%	48,34	1,28	19,29	9,15	15,69	6,02	0,23	100,00

Газы этого периода образуются в результате окисления углерода электродов и марганца ферромарганца кислородом атмосферы печи. Количество и состав газов в период раскисления приведено в табл. 17.

Таблица 17 - Количество и состав газов в период раскисления

Источник поступления	Поступило, кг	Образовалось, кг			
		CO	CO ₂	N ₂	всего
Углерод	0,099	0,208	0,036	0,485+0,137=	0,866
электродов		—	—	=0,622	—
Воздух	0,630+0,041+0,137=0,808				
Итого:кг	0,907	0,208	0,036	0,622	0,866
%		24,02	4,16	71,82	100,00

Материальный баланс периода раскисления приведен в табл. 18, материальный баланс всей плавки - в табл. 18.

Таблица 18 - Материальный баланс периода раскисления, кг

Поступило		Получено	
Металл окислительно-го (II) периода	96,317	Металл	95,976+0,512-0,171 = 97,129
Шлак II периода	4,121	Шлак	4,717
Ферромарганец	0,931	Al ₂ O ₃	после окончательного 0,144
Алюминий	0,097	Газы	0,866+0,227= 1,093
Динас	0,040	Невязка	0,001
Набивная масса	0,375		
Электроды	0,100		
Воздух	1,103		
Итого	103,084		103,084

Таблица 19 - Материальный баланс плавки, кг

Поступило		Получено	
Стальной лом	95,390	Металл	97,129
Чугун	4,320	Шлак	4,717
Динас	0,200	Al ₂ O ₃ после окончатель	0,144
Пригар (песок)	0,290	ногораскислениялю	
		минием	
Электроды		Газы 7,489+1,198+1,093	9,780
0,300+0,100+0,100	0,500		
Набивная масса		Улет железа в виде Fe ₂ O ₃	2,864
8,774+0,630+1,103	1,500	Невязка	0,002
Железная руда	0,601	Итого	114,636
Известь	0,300		
Воздух 0,874+0,630+1,103	10,507		
Ферромарганец	0,931		
Алюминий	0,097		
Итого 114,636			

1.2.3. Стержневое отделение

В стержневом отделении стоит линия типа ЛПО11. На производстве будут использоваться жидкостекольные стержневые смеси, для повышения качества и товарного вида отливок, а так же повышению экологической чистоты производства.

Жидкостекольные смеси затвердевают при продувке их углекислым газом (CO₂). При этом происходит разложение силиката натрия и образование углекислого натрия и кремнезема. Кремнезем, присоединяя к себе воду, образует химическое вещество, называемое гелем кремниевой кислоты.

Гель кремниевой кислоты, обволакивающий зерна песка в смеси, обладает способностью упрочняться при потере части присоединенной воды. В силу этого пленки геля, находясь между зернами песка, по истечении небольшого промежутка времени без подвода тепла связывают их в прочную и

сухую массу. При продувке жидкостекольной смеси углекислым газом длительный тепловой цикл испарения влаги и затвердевания смеси заменяется ускоренным процессом химического связывания воды с составляющими элементами жидкого стекла.

В настоящее время широкое распространение получают самозатвердевающие облицовочные смеси. Областью применения этих смесей является производство средних и крупных отливок.

Готовую самотвердеющую смесь засыпают на модель. При изготовлении форм для крупных отливок модель облицовывают смесью и частично уплотняют.

После засыпки наполнительной смеси производят ее машинное уплотнение. Наполнительная смесь при изготовлении крупных форм уплотняется пескометом с возможной последующей подпрессовкой трамбовками. После набивки формы «самозатвердевают» на плацу или на конвейере.

Облицовочный слой формы из самотвердеющей смеси обладает высокой прочностью и газопроницаемостью, что обеспечивает получение отливок высокого качества.[2]

Таблица 20 - Техническая характеристика стержневой линии ЛП011[]

Параметр	ЛП011
Масса стержней (при плотности 1,5 кг/дм ³), кг:	
наибольший	600
средняя	170
наименьшая	40
Габаритные размеры стержневого ящика, мм:	
в плане	1500×1200
по высоте	750
наименьшие	1500×1200×450
Габаритные размеры сушильных плит, мм	1500×1200×90
Производительность цикловая, съемов/ч	12,5
Расход стержневой смеси, м ³ /ч	-
Число:	
стержневых ящиков	30
сушильных плит	-
рабочее давление в гидросистеме, МПа	-
Расход м ³ /ч:	-

сжатого воздуха	1,3
углекислого газа	-
Установленная мощность, кВт	136
Габаритные размеры линии, длина× ширина,мм:	13750×4690
Масса поставляемого комплекта, т	205

Количество стержневых линий

$$N = \frac{85521}{34749,55} = 2,4 \text{ шт. Принимаем 3 стержневых линий.}$$

1.2.4. Формовочное отделение

Комплексные автоматические линии типа Л651 предназначены для изготовления отливок в одноразовых песчано-глинистых формах в сталелитейных и цехах мелкосерийного и серийного производства. Линии созданы на базе одной многопозиционной формовочной установки с «плавающей» модельной оснасткой и роликовыми конвейерами.[2]

Таблица 21 - Техническая характеристика линии типа Л651

Размеры опок, мм:	900×700×250
Производительность цикловая, форм/ч	260
Средняя масса отливок, кг	45
Число рабочих, обслуживающих линии в одну смену	5
Давление прессования, МПа (кгс/см ²)	До 1,6
Расход формовочной смеси, м ³ /ч	160
Рабочее давление в гидросистеме, МПа (кгс/см ²)	6,3
Подача насосов (200Х8), л/мин	1600
Количество масла, заливаемого в гидросистему, л	9000
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	650
Скорость перемещения форм по роликовым конвейерам, м/мин	6,3
на веткоохлаждения на сборке и заливке	13,2
Установленная мощность, кВт	585
Габаритные размеры линии, мм	96340×27100×5820
Масса поставляемого комплекта, т	900

Линия разделена на четыре самостоятельных участка: формовки, выбивки, транспортировки на заливку и охлаждение, формовочной установки.

Технологический цикл изготовления отливок включает следующие операции: последовательную формовку верхних и нижних полуформ, фрезерование литниковой чаши в верхней полуформе, кантование верхней полуформы, сборку формы, установку форм на поддон и нагружение грузами, заливку, снятие грузов и уборку поддонов, охлаждение, выдавливание кома, передачу кома на выбивку и отделение отливок от смеси, разъединение комплекта опок, очистку внутренних поверхностей опок от остатков смеси, кантование нижней опоки и подачу опок на формовку.

Формовочная установка обеспечивает предварительное встряхивание с последующим одновременным встряхиванием и дифференциальным прессованием.

В линии предусмотрена возможность использования двух смесей - облицовочной и наполнительной, а также изменения дозы формовочной смеси и режима уплотнения индивидуально для каждой модели в цикле работы, что обеспечивает изготовление одновременно различных по сложности отливок.

Применение до восьми комплектов «плавающей» модельной оснастки расширяет возможность изготовления мелких серий отливок и повышает технологическую гибкость линии. Предусмотрена также возможность установки литниковой чаши в формах в трех различных местах.

Дистанционное управление линией осуществляется с центрального пульта и вспомогательных пультов, расположенных на участках. Логическая часть системы управления выполнена на бесконтактных логических элементах отечественного производства. Режимы работы линии - наладочный, автоматический.

1.2.5. Проектирование отделения очистки, обрубки, термообработки

Барaban дробеметный конвейерный периодического действия модели 42203 предназначен для очистки отливок от пригара и остатков формовочной

земли, а также поковок и штамповок от окалины и ржавчины. Температура отливок, поковок и штамповок, загружаемых в барабан, не должна превышать 70°C. Отливки, подлежащие очистке, должны быть освобождены от формовочной земли, стержней, литниковой системы.

Барабан модели 42203 климатического исполнения «УХЛ» категории 4 по ГОСТ 15150-69 должен эксплуатироваться при температуре от +1°C до +35°C, относительной влажности 65% при 20°C, атмосферном давлении от 630 мм рт. ст. до 800 мм рт. ст.[3]

Таблица 22 – Технические характеристики барабана.

Технические характеристики		
№	Параметр	Значение
1.	Объем загрузки, не более, м ³	0,3
2.	Наибольшая масса загрузки, кг	600
3.	Наибольшая масса обрабатываемой детали, кг	40
4.	Наибольшая объемная диагональ обрабатываемой детали, не более, мм	450
5.	Количество аппаратов дробеметных, шт.	3
6.	Производительность аппарата дробеметного, кг/мин	350±10%
7.	Рекомендуемый абразив	Дробь ДСЛ 0,8...2,8 мм ГОСТ 11964-81
8.	Режим работы	полуавтоматический
9.	Продолжительность цикла очистки отливок средней сложности, мин	7,54
10.	Производительность барабана при очистке отливок при максимальной загрузке, не менее, т/час	4,6
11.	Тип конвейера	Эластичный ленточный
12.	Объем отсасываемого воздуха, не менее, м ³ /час	8 000
13.	Габаритные размеры барабана, не более, мм:	
	длина	4 700
	ширина	4 370
	высота	5 700
14.	Масса барабана, не более, кг	10 700

15.	Количество обслуживающего персонала, чел	1
16.	Характеристика питающей сети:	
	род тока	переменный трехфазный
	частота, Гц	50

Окончание таблицы 22

	напряжение, В	380
17.	Количество электродвигателей, шт.	6
18.	Средняя потребляемая мощность электродвигателей, кВт	21,5

Состав барабана:

- Камера с установленным аппаратом дробеметным и конвейером ленточным;
- Система очистки и рекуперации абразива (система дробеобращения);
- Шнековый конвейер;
- Площадки обслуживания;
- Загрузчик;
- Электрооборудование

Количество барабанов дробеметных считается по формуле:

$$N = \frac{Q}{T_d \cdot n \cdot q},$$

где Q-годовой объем пордукции;

T_д-действительный фонд времени;

n-коэффициент использования оборудования;

q- производительность оборудования

$$N = \frac{31538462}{3169 \cdot 0,8 \cdot 4600} = 2,7 \text{ шт.}$$

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Количество дробометных барабанов равно 3

Коэффициент загрузки:

$$K = \frac{2,7}{3} = 0,9$$

Таблица 23 - Техническая характеристика газовой камерной печи с выдвижным подом

Т _{макс} , °С	Рабочее пространство, (длинаширинавысота) мм	Полезная нагрузка на под, т	Кол-во/мощность горелок, шт/кВт	Масса печи, кг	Производительность печи т/ч
1200	3500×7,000×2,500	60	12/3240	40000	4,7

Расчет количества печей для термообработки

$$N = \frac{20500000}{3729 \cdot 0,67 \cdot 0,9 \cdot 4700} = 1,9 \text{ шт.}$$

Количество печей принимаем равное двум.

Коэффициент загрузки равен:

$$K = \frac{1,9}{2} = 0,95.$$

1.2.6. Смесеприготовительное отделение

Смеситель 114М. В смесителе 114М используется двухступенчатый коническо-цилиндрический редуктор, соединенный через клиноременную передачу с электродвигателем. Редуктор крепится снизу к чаше смесителя. Для получения проб смеси во время работы смесителя на обечайке чаши имеется пробоотборник. Смеситель снабжен объемными дозаторами.

Таблица 24 - Характеристика смесителя 114М

Объем замеса (при плотности смеси не более 1,2 т/м³ и прочности 0,7 кгс/см²), м³	1,1
Производительность смесителя (при про-	22...33

должительности цикла 3...2 мин), м³/ч	
Размер чаши, мм внутренний диаметр высота	2015 1135
Размеры катка, мм. Диаметр, ширина	815,305
Количество катков, шт.	2

Окончание таблицы

Частота вращения вертикального вала, об/мин	34
Производительность вытяжной вентиляции, м³/ч	6000
Род тока питающей цепи	переменный трехфазный
Частота, Гц	50
Напряжение силовых цепей, В	380
Напряжение цепей управления, В	110
Толщина листа защитного стального, мм	12
Габаритные размеры смесителя, мм, не более длина ширина высота	3720 3650 5250
Масса смесителя, кг, не более	9800

Объем дозатора воды регулируется от 15 до 35 дм³. Заполнение его водой и выдача необходимой дозы в разбрызгивающее устройство смесителя производится поочередно открываемыми диафрагменными пневмоклапанами от управляющего воздухораспределителя.

Загрузочный бункер имеет объем 1,25 м³, по конструкции аналогичен бункеру смесителя 1А11М. Дозатор глины и угля в качестве рабочего органа имеет расположенный под бункером вращающийся горизонтальный барабан, разделенный радиальными ребрами на восемь отсеков. Отсеки, находящиеся под бункером, заполняются глиной и углем, которые при вращении барабана высыпаются в чашу смесителей.

Дозатор песка с приемным бункером состоит из звездчатого дозатора с вертикальной осью вращения. Песок из приемного бункера попадает в полости звездочки, из которых выгружается смеситель, когда полость при вращении звездочки проходит над промежуточным патрубком.

Управление смесителем в наладочном режиме осуществляется от соответствующих кнопок на пульте, в автоматическом режиме - от командного

электроприбора КЭП-12У аналогично смесителю 1А11М. В смесителе предусмотрен также полуавтоматический режим, аналогичный режиму одиночного цикла смесителя 15104. Цикл работы аналогичен циклам предыдущих смесителей.

Система смазки смесителя 114М централизованная (циркуляционная жидкая) и ручная (периодическая густая). Первую применяют для смазывания зубчатых зацеплений и подшипников редуктора и вертикального вала. В качестве жидкого смазочного материала используется масло И-20А, резервуаром для которого служит картер редуктора. Циркуляция смазочного материала осуществляется шестеренным насосом БГ11-11 (производительность 8 дм³) через сетчатый фильтр; контролируется реле давления 23. Замена масла в картере и промывка сетчатого фильтра производится не реже одного раза в месяц. В подшипники катков через отверстие со специальной пробкой, просверленное в ступице, первоначально заливается 0,3 дм³ масла в каждый каток.

Основной электродвигатель привода катков - 4А250М8У3 (45 кВт, 750 об/мин).

Статическая нагрузка на фундамент 1500 Н. Глубина залегания фундамента и траншеи под разгрузочные устройства устанавливаются гидроорганизацией.[2]

Расчет количества смесителей

$$N = \frac{184500000}{3729 \cdot 0,67 \cdot 0,9 \cdot 22000} = 3,7 \text{ шт.}$$

Количество смесителей равно 4.

Коэффициент загрузки

$$K = \frac{3,7}{4} = 0,9.$$

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1. Характеристика детали

В данном дипломе рассматривается технология отливки “Кронштейн”. Марка сплава 25Л. Масса отливки 6,8 кг. Масса отливки с литниками и прибылями 10,7кг. Преобладающая толщина стенки равна 40.

Отливка будет производиться литьем в песчано-глинистые формы, так как данный способ является одним из наиболее эффективных способов формообразования отливки.

2.2. Определение припусков на механическую обработку

Для достижения заданных чертежом размеров детали и необходимого качества поверхности на обрабатываемых частях отливки назначим припуски на механическую обработку. Величину припусков определим в зависимости от класса точности отливки, ее номинальных и габаритного размеров, положения при заливке, способа литья и вида сплава.

Основные припуски на механическую обработку назначают в зависимости от допусков размеров дифференцированно для каждого элемента отливки в соответствии с ГОСТ Р 53 464 – 2009 [4].

- группа сложности отливки – 3;
- максимальный размер отливки – 350 мм;
- способ литья – литье в песчано-глинистые подсушиваемые и сухие формы;
- вид сплава – сталь 25Л.

Класс размерной точности отливки 13. Класс точности массы отливки 14.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 25 - Допуски и припуски

Размер	Допуск	Припуск
96	9	11,5
18	6,4	8,3
78	9	11,5
80	9	11,5
62	8	9,8
130	10	12
240	11	12
185	11	12
128	10	12
200	11	12

2.3. Обоснование положения деталей в форме при заливке

Основной задачей при выборе положения отливки во время заливки, заключается в получении наиболее ответственных ее поверхностей без литейных дефектов. При выборе положения отливки в форме руководствуемся следующими рекомендациями:

- Массивные части отливки (особенно при литье из стали) надо располагать в таком положении, чтобы оно было удобным для питания их прибылями.
- Необходимо обеспечить кратчайший путь прохождения металла от литниковой системы к отливке.
- Наиболее ответственные поверхности отливки, подвергающиеся механической обработке, необходимо размещать в нижней части формы. Если это вызовет трудности при формовке, то их располагают вертикально или наклонно.

2.4. Конструирование и расчет прибылей

Прибыль — это элемент литниковой системы для питания отливки и ее массивных частей расплавом при затвердевании.

Эффективная работа прибыли обеспечивается при соблюдении следующих условий:

- прибыль должна затвердевать после отливки или питаемого термического узла;
- запас жидкого металла в прибыли должен быть остаточным для питания отливки вовремя ее затвердевания;
- форма прибыли и ее расположение должны обеспечивать свободный доступ жидкого металла к отливке или питаемому узлу;

Прибыль будет стоять боковая.

Диаметр прибыли определяем по формуле:

$$D = 0,45\sqrt{V_{\text{ж}}} + \delta,$$

где, $V_{\text{ж}}$ — объем жидкого металла питаемого узла

$\delta = 0,40$ дм (толщина стенки)

Объем жидкого металла питаемого узла:

$$V_{\text{ж}} = \frac{G_0}{\gamma} = 6,8 : 7 = 0,97 \text{ дм}^3.$$

$$D = 0,45\sqrt{0,97} + 0,40 = 0,80 \text{ дм} = 8 \text{ см.}$$

$$\text{Высота } h = 1,6 \cdot 8 = 12,8 \text{ см}$$

$$\text{Длина шейки } 0,12D = 10 \text{ мм}$$

$$\text{Высота } 0,4D = 32 \text{ мм}$$

Масса прибыли считается по формуле:

$$G_{\text{п}} = \frac{V_{\text{п}} \cdot \gamma}{1000} = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \left(h_{\text{ц}} + \frac{D}{3} \right) \frac{\gamma}{1000},$$

где, $V_{\text{п}}$ — масса и объем прибыли, кг, см³;

γ — плотность стали, 7 г/см³;

$h_{\text{ц}}$ - высота цилиндрической части прибыли, см.

$$G_{\text{п}} = \frac{3,14}{4} \cdot 8^2 \left(5 + \frac{8}{3} \right) \frac{7}{1000} = 2,6 \text{ кг.}$$

Таблица 26 - Масса литниковой системы без прибылей

Go, кг	10	10-100	100-1000	1000-5000
Gл, кг	0,2Go	0,10-0,15Go	0,8Go	0,05Go

Принимаем массу литниковой системы без прибыли, равную 0,2 Go, т.

$$e.G_{\text{л}} = 0,2 \cdot 6,8 = 1,36$$

Металлоемкость отливки

$$G = G_{\text{п}} + G_{\text{л}} + G_{\text{o}} = 2,6 + 1,36 + 6,8 = 10,7 \text{ кг.}$$

Выход годного равен

$$\eta = \frac{G_{\text{o}}}{G} \cdot 100\% = \frac{6,8}{10,7} = 63\%.$$

2.5. Расчет времени заполнения

Время заполнения отливки находится по формуле[5]:

$$\tau = s \sqrt[3]{\delta \cdot G},$$

где S_1 – коэффициент продолжительности заливки (в соответствии с данными Г. М. Дубицкого, для данной отливки примем $S_1=1,3$);

G –Metalлоемкость заливки;

δ – преобладающая толщина стенки отливки,

$$\tau = 1,3 \sqrt[3]{40 \cdot 10,7} = 9,7 \text{ с.}$$

Находим среднюю скорость подъема уровня сплава в полости литейной формы:

$$V_{ch} = \frac{C}{\tau_{онт.}} = \frac{200}{9,7} = 20 \text{ мм/с}$$

Площадь узкого места(стопорный стаканчик) системы для расчета при заливке из стопорного ковша равна:

$$F_{уз} = \frac{G \cdot 4 \cdot 1000}{P \cdot \mu \cdot \tau \cdot \sqrt{2g \cdot H_p}},$$

где ρ – плотность сплава (для стали $\rho=7\text{кг/см}^3$);

μ – коэффициент расхода литниковой системы (для данной отливки $\mu=0,5$);

С учетом приведенных значений находим площадь узкого места системы:

$$H_p = H_o - \frac{P^2}{2C},$$

где H_o - Высота стояка с литниковой воронкой

P - расстояние от уровня подвода сплава до верха полости формы

C - высота отливки

$$H_p = 30 - \frac{12^2}{2 \cdot 21} = 26,8 \text{ см}^2.$$

$$F_{уз} = \frac{10,7 \cdot 4 \cdot 1000}{0,5 \cdot 9,7 \cdot 7 \cdot \sqrt{2 \cdot 981 \cdot 26,8}} = 5,4 \text{ см}^2.$$

Выберем следующее площадей для заливки стали при литье из поворотного ковша: $\omega_{пит} : \omega_{шл} : \omega_{ст} = 1 : 1,2 : 1,4$.

Т. к. питателей два, то найдем площадь каждого:

$$F_{пит} = 5,4 : 2 = 2,7 \text{ см}^2.$$

Площадь шлакоуловителя будет равна

$$F_{шл} = 5,4 \cdot 1,2 = 6,48 \text{ см}^2.$$

Площадь стояка находим таким же методом

$$F_{ст} = 5,4 \cdot 1,4 = 7,56 \text{ см}^2.$$

Диаметр стояка равен:

$$D_{ст} = 2 \sqrt{\frac{\omega_{ст}}{3,14}} = 3 \text{ см}.$$

Шлакоуловитель и питатели имеют трапецеидальные сечения.

a_1 - длина нижнего основания трапеции. a_2 —длина верхнего основания трапеции.

$$a_1 = 0,96\sqrt{\omega_{\text{шл}}}$$

$$a_2 = 0,77\sqrt{\omega_{\text{шл}}}$$

$$\text{Высота: } h = 1,15\sqrt{\omega_{\text{шл}}}$$

$$a_1 = 0,96\sqrt{6,48} = 2,4 \text{ см.}$$

$$a_2 = 0,77\sqrt{6,48} = 1,9 \text{ см.}$$

$$h = 1,15\sqrt{6,48} = 2,9 \text{ см.}$$

Таким же способом находим основания и высоту питателя:

$$a_1 = 0,96\sqrt{2,7} = 1,5 \text{ см.}$$

$$a_2 = 0,77\sqrt{2,7} = 1,2 \text{ см.}$$

$$h = 1,15\sqrt{2,7} = 1,8 \text{ см.}$$

Определение количества стержней и их размеров

Для изготовления данной отливки будем использовать три горизонтальных стержня:

1 стержень:

Высота 205 мм

Ширина 100мм

Уклоны $\alpha=6^\circ$ $\beta=8^\circ$

Длина знака 60 мм.

2 стержень:

Высота 107 мм

Ширина 23 мм

Длина знака 20 мм

Уклоны $\alpha=10^\circ$ $\beta=15^\circ$

2.6. Возможные дефекты и методы их устранения

Сложный многофакторный характер литейного производства предопределяет возникновение в отливках различных дефектов. Дефекты, которые возможны для отливки приведены ниже.

1. Дефекты несоответствия по геометрии:

Недолив - дефект в виде неполного образования отливки вследствие не заполнения полости литейной формы металлом при заливке из-за недостаточного количества жидкого металла, низкой температуры заливки, недостаточной скорости заливки;

Стержневой перекосяк - дефект в виде смещения отверстия, полости или части отливки, выполняемых с помощью стержня, вследствие его перекосяка или неправильной установки;

Коробление - дефект в виде искажения конфигурации отливки под влиянием напряжений, возникающий при охлаждении, а также неправильно изготовленной модели.

Дефекты поверхности:

Пригар - дефект в виде трудно отделяемого специфического слоя на поверхности отливки, образовавшегося вследствие физического и химического взаимодействия формовочного материала с металлом или его оксидами;

Засор - дефект в виде кусочка формовочного материала, захваченного потоком жидкого металла и внедрившегося в поверхностные слои отливки.

Несплошности в теле отливки:

Горячая трещина - дефект в виде разрыва или надрыва тела отливки усадочного происхождения, возникающая в интервале температур затвердевания. Поверхность трещины окисленная и неровная;

Холодная трещина - дефект в виде разрыва тела затвердевшей отливки вследствие внутренних напряжений или механического воздействия. В вершине трещины сконцентрированы напряжения, поэтому при ударе

трещина может распространиться в глубь тела отливки. Перед проведением вырубки под заварку необходимо перед вершиной трещины засверлить отверстие. В отличие от горячей трещины поверхность холодной трещины светлая и сравнительно гладкая;

Усадочная раковина - дефект в виде открытой или закрытой полости грубой шероховатости, иногда с окисленной поверхностью, образовавшейся вследствие усадки затвердевающего металла;

Усадочная пористость - дефект в виде мелких пор, образовавшихся вследствие усадки металла во время его затвердевания при недостаточном питании отливки;

Залитый шлак - дефект в виде частичного заполнения литейной формы шлаком;

Газовая пористость - дефект в виде мелких пор, образовавшихся в отливке в результате выделения газов из металла при его затвердевании.

Меры предупреждения образования дефектов:

контроль температуры заливки стали (температура заливки должна быть не меньше 1420°C) - предупреждает образования недолива, спая;

контроль чистоты и целостности формы, прочности уплотненной смеси формы (предупреждение ужимин, наростов, засоров, просечек и т. д.);

контроль правильности установки стержня - для избежания стержневого перекоса;

контроль крепления формы - для предупреждения заливов.

Способы исправления дефектов:

1. Дуговая сварка - исправляют сквозные дефекты стенок отливки, дефекты обрабатываемых поверхностей, работающих на трение и износ, после механической обработки - исправляют дефекты любых поверхностей. При дуговой сварке объем раковины заполняют наплавленным металлом (должен быть близким по химическому составу к материалу отливки). Наплавляемый металл поддерживают некоторое время в жидком состоянии, чтобы выровнять химический состав и удалить неметаллические включения.

Наплавка металла - однослойная или многослойная валиками, по необходимости с подчеканкой.

2. Газопламенная наплавка - применяют для исправления тех же дефектов, что и в предыдущем способе. В качестве горючего газа используют ацетилен, природный газ, пропан-бутан.

3. Сварка-пайка - выполняют с предварительным местным нагревом поверхности отливки до 300-400°С или без нагрева. Дефектное место отливки тщательно разделявают до пологого удаления пораженного слоя металл. Заварное место засыпают сухой землей или накрывают асбестом, чтобы снизить скорость охлаждения. Данным способом исправляют отдельно расположенные раковины небольших размеров на обрабатываемых поверхностях отливки, а также раковины средних размеров отливок несложной конфигурации.

Заделка раковин пробками - раковину рассверливают до минимально допустимого размера, нарезают в отверстие резьбу и ввертывают металлическую вставку, которую заваривают или чеканят. Затем обрабатывают вставку заподлицо с телом отливки. Таким способом исправляют отдельно расположенные раковины мелких размеров.

3. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Расчет численного состава рабочих

Различают списочную и явочную численность рабочих, фактически участвующих в производственном процессе. Списочная численность рабочих включает всех постоянных и временных рабочих, имеющих трудовые договорные отношения с предприятием.[6]

Расчёт явочной численности рабочих выполняем по формуле:

$$N_{\text{я}} = H_i \cdot A_i \cdot C_i$$

где H_i – норма обслуживания оборудования в смену, чел.;

A_i – количество одновременно работающих однотипных агрегатов, шт.;

C_i – число смен в сутки.

Списочное число рабочих определяем по формуле:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{я}} \cdot K_{\text{сп}},$$

где $K_{\text{сп}}$ – коэффициент списочного состава, $K_{\text{сп}} = \frac{T_{\text{н}}}{T_{\text{д}}}$,

Таблица 27 – Баланс рабочего времени основных рабочих

Статья баланса	Фонд времени	
	Сутки	Часы
Календарный фонд времени	365	2920
Выходные дни	101	-
Праздничные дни	9	-
Предпраздничные дни	8	-
Номинальный фонд времени	247	1976
Плановые невыходы на работу	34	272
В том числе:		
основной и дополнительный отпуск;	33(29)	-
по болезни;	7	-
выполнение государственных обязанностей;	1	-
отпуск учащихся.	1	-
Действительный фонд времени	213	1704
Коэффициент списочного состава $K_{\text{сп}}$	1,18	-

Таблица 28–Баланс рабочего времени вспомогательных рабочих

Статья баланса	Сутки	Часы
Календарный фонд времени	365	2920
Выходные дни	104	-
Праздничные дни	9	-
Предпраздничные дни	8	-
Номинальный фонд времени	251	2008
Плановые невыходы на работу	34	272
В том числе:		
основной и дополнительный отпуск;	30 (25)	-
по болезни;	7	-
выполнение государственных обязанностей;	1	-
отпуск учащихся	1	-
Действительный фонд времени	217	1736
Коэффициент списочного состава	1,16	-

С учетом этих данных выполняются расчеты численности рабочих, результаты которых сводятся в табл. 29. Расчет численности выполнено по нормам обслуживания оборудования, количеству рабочих мест, грузообороту материалов, объему выполняемых работ, обслуживаемой площади, количеству ремонтных единиц и т.п.

Таблица 28 – Расчет списочного состава основных рабочих

Наименование отделений, оборудования и профессий		Тариф-ный разряд	Число смен в сут-ки	Норма обслужи-вания, чел.	Кол-во агрегатов, шт.	Количество рабочих, чел			Ксп
						явочное		списочное	
						в смену	в сутки		
1.	I. Плавильное отделение								1,18
1.1.	1. Сталевар	5	2	1	2	2	4	5	
	2. Подручный	5	2	1	2	2	4	5	
	3. Завальщик	3	2	0,33	2	1	1	2	
	4. Шихтовщик	4	2	0,33	2	1	1	2	
	5. Заливщик	5	2	1	8	8	16	19	
	Итого						26	31	
	II. Формовочное отде-ление								1,18
	Автоматическая линия								
	Оператор	4	2	5	1	5	10	12	

	Итого						10	12	
	III. Смесеприготови- тельное отделение								1,18
	1. Распределитель	2	2	1	4	4	8	9	
	Итого						8	9	
	IV. Стержневое отде- ление								1,18
	Автоматическая линия								
	1.Оператор	2	2	4	1	8	16	19	
	Итого						16	19	
	V. Термообрубное от- деление								1,18
	Термическая печь								
	1Нагревальщик-термист	4	2	1	2	2	4	5	
	Дробеметный барабан								
	1. Чистильщик	3	2	1	3	3	6	7	
	2. Электро сварщик	4	2	1	2	2	4	5	
	Итого						14	17	

Таблица 29 - Списочный состав вспомогательных рабочих

Наименование профес- сии	Тарифный разряд	Число смен в сутки	Количество рабочих			
			Явочное	Списочное	К _{сп}	
1. Маркеровщик	3	2	2	4	5	1,16
2. Контролёр	4	2	3	6	7	
3. Ковшевой	3	2	3	6	7	
4. Крановщик	3	2	4	8	9	
5. Стропальщик	3	2	4	8	9	
6. Кладовщик	3	2	2	4	5	
7. Слесарь	5	2	6	12	14	
8.Перестановщик форм	3	2	2	4	5	
9. Станочник	4	2	2	4	5	
11. Слесарь КИПа	3	2	2	4	5	
12. Электрик	3	2	4	8	9	
13.Печник-футеровщик	3	2	2	4	5	
14. Лаборант	3	2	2	4	5	
ИТОГО:				76	90	

Численность аппарата управления и обслуживающего персонала определено на основании укрупненных норм.

Таблица 30 - Штатное расписание ИТР, служащих и МОП

Должность	Количество	Оклад, т. р.	Оклад, тыс. руб.		
			Месячный	Годовой	С учетом коэффициента
ИТР					1,15
1. Начальник цеха	1	65	65	780	897
2. Заместитель начальника	1	50	100	1200	1380
3. Начальник ПДБ	1	35	35	420	483
4. Начальник тех. бюро	1	30	30	360	414
5. Технолог	5	23	115	1380	1587
6. Старший мастер	4	31	124	1488	1711,2
7. Энергетик	1	35	35	420	483
8. Механик	2	35	70	840	966
9. Экономист	2	27	54	648	745,2
10. Мастер	8	23	184	2208	2539,2
ИТОГО	26		0		11205,6
Служащие			0		1,15
1. Табельщик	2	13,5	27	324	372,6
2. Секретарь	1	18	18	216	248,4
3. Бухгалтер	2	25	50	600	690
4. Завхоз	2	15	30	360	414
5. Нормировщик	1	16	16	192	220,8
ИТОГО	8		0		1945,8
МОП			0		1,15
1. Курьер	2	14	28	336	386,4
2. Уборщик	10	16,5	165	1980	2277
ИТОГО	12		0		2663,4
ВСЕГО	46				15814,8

Таблица 31 - Структура трудящихся в цехе

Категории персонала	Количество человек	Удельный вес, %
1. Рабочие, всего	178	79,5
В том числе:		
Основные	88	39,3
Вспомогательные	90	40,2
2. ИТР	26	11,6
3. Служащие	8	3,6
4. МОП	12	5,4
ИТОГО:	224	100

3.2. Организация и планирование заработной платы

Расчёт фонда заработной платы:

$$T_{\text{ср}} = \sum_{i=1}^n T_{\text{ст.}i} \cdot \frac{N_i}{N_{\text{я}}},$$

где $T_{\text{ст.}i}$ - ставка рабочего i -го разряда;

N_i – явочное число рабочих соответствующего разряда;

$N_{\text{я}}$ – явочное число рабочих данной группы.

Фонд заработной платы по каждой группе рабочих рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{т.ф}} = T_{\text{ср}} \cdot N_{\text{ч}} \text{ (зарплата по ставке)} \text{ и } Z_{\text{т.ф.с}} = Z_{\text{т.ф}} + \Delta Z_{\text{с}},$$

где $Z_{\text{т.ф.с}}$ – зарплата сдельщиков;

$\Delta Z_{\text{с}} = Z_{\text{т.ф}} \cdot (K - 1)$ - приработок сдельщика (коэффициент выполнения норм выработки K можно принять в пределах 1,5-1,3);

$N_{\text{ч}}$ – годовые затраты времени данных рабочих на программу.

$$N_{\text{ч}} = N_{\text{сп}} \cdot T_{\text{д}},$$

где $N_{\text{сп}}$ – списочное число рабочих данной группы;

$T_{\text{д}}$ – действительный фонд рабочего времени рабочего, ч.

Фонд основной заработной платы (за отработанное время) рабочих каждой группы рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{ос}} = Z_{\text{т.ф.с}} \cdot (1 + K_{\text{пр}} + K_{\text{ст}} + K_{\text{ком}} + K_{\text{др}}) \cdot K_{\text{рн}},$$

где $K_{\text{пр}}$ – коэффициент премиальных затрат;

$K_{\text{ст}}$ – коэффициент стимулирующих доплат;

$K_{\text{ком}}$ – коэффициент компенсационных доплат;

$K_{\text{др}}$ – коэффициент прочих доплат;

$K_{\text{рн}}$ - районный коэффициент.

Дополнительная заработная плата вычисляется по формуле:

$$Z_{\text{доп}} = \frac{Z_{\text{ос}} \cdot K_{\text{доп}}}{100},$$

где $K_{\text{доп}}$ - коэффициент дополнительной заработной платы.

Годовой фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{г.ф}} = З_{\text{ос}} + З_{\text{доп}}.$$

Результаты расчетов фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих приведены в таблице 32.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 32 – Расчет фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих

Участок	Количество рабочих, чел.	Средняя часовая ставка, руб.	Затраты времени на программу, чел. ч.	Зарплата за отработанное время, тыс. руб.								Зарплата, тыс. руб.		
				По ставке	Приработок сдельщика	Премии	Стимулирующие доплаты	Компенсационные доплаты	Итого	С учетом районного коэффициента	За неотработанное время	Годовой фонд	Среднемесячная по отделению	Среднемесячная рабочего
Плавильное отделение	31	40	52824,0	2113,0	1056,5	950,8	475,4	316,9	4912,6	5649,5	141,1	5790,6	482,6	15,6
Формовочное отделение	12	36	20448,0	736,1	368,1	331,3	165,6	110,4	1711,5	1968,2	49,2	2017,4	168,1	14,0
Стержневое отделение	9	33	15336,0	506,1	253,0	227,7	113,9	75,9	1176,7	1353,2	33,8	1386,9	115,6	12,8
Смесепприготовительноеотделение	19	28	32376,0	906,5	453,3	407,9	204,0	136,0	2107,7	2423,8	60,5	2484,4	207,0	10,9
Отделение выбивки, очистки и термообработки литья	17	32	28968,0	927,0	463,5	417,1	208,6	139,0	2155,2	2478,5	61,9	2540,4	211,7	12,5
Итого												14219,7	1185,0	65,8
Вспомогательные рабочие	90	30	153360,0	4600,8	2300,4	2070,4	1035,2	690,1	10696,9	12301,4	307,2	12608,6	1050,7	11,7
Всего	178											26828,3	2235,7	77,4

3.3. Отчисления на социальные нужды

В соответствии с законодательством в этот раздел себестоимости включаются:

- отчисления в Федеральный фонд обязательного медицинского страхования (5,10 % от фонда заработной платы);
- отчисления в Фонд социального страхования Российской Федерации (2,90% от фонда заработной платы);
- отчисления в Пенсионный фонд Российской Федерации (22% от фонда заработной платы).

Отчисления на социальные нужды от фонда оплаты труда основных рабочих приведены в табл. 33.

Таблица 33- Социальные нужды по фонду оплаты труда рабочих

Фонд заработной платы	Отчисления в фонд, тыс. руб.			Отчисления в социальные фонды, тыс. руб.
	Пенсионный	Медицинского страхования	Социального страхования	
Основные рабочие по цеху	3128,3	725,1	412,3	4265,7
Вспомогательные рабочие по цеху	2773,7	643	365,6	3782,3
Управленческий и обслуживающий персонал по цеху	3479	806,5	458,6	4744,1

Данные по общему фонду заработной платы с учетом доплат из фонда потребления приведены в таблице 34.

Таблица 34 – Общий фонд заработной платы по цеху, тыс. руб.

Категории работников	Виды доплат из фонда потребления, тыс. руб.				Общий фонд заработной платы
	Единовременные премии	Вознаграждение за выслугу лет	Материальная помощь	Доплаты к отпуску	
Основные рабочие	710,9	355,4	284,3	142,1	15712,4
Вспомогательные рабочие	630,4	315,2	252,1	126	13931,7
ИТР	560,2	165,6	224,1	112	12267,5
Служащие	97,2	48,6	38,9	19,4	2198,5
МОП	133,1	66,5	53,2	26,6	2942,8
Итого	2131,8	951,3	852,6	426,1	47052,9

3.4. Расчет капитальных затрат и амортизационных отчислений

Затраты на монтаж оборудования определяется в 10 % от цены оборудования.

Затраты на приобретения и монтаж подъемно-транспортного оборудования принимаем в размере 60% от стоимости технологического оборудования, затраты на прочее вспомогательное оборудование в размере 25%. Затраты на инструмент и приспособления принимаем 50 руб. на 1 тонну годных отливок. Стоимость хозяйственного инвентаря можно принять из расчета 2000 рублей на одного работающего.

Нормы амортизации, принятые в проекте, и полученные амортизационные отчисления приведены в таблице 35.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 35 – Расчет капитальных затрат и амортизационных отчислений

Наименование	Общая площадь, м ²	Марка (модель) оборудования	Количество, шт.	Стоимость единицы оборудования				Общая стоимость, тыс. р.	Амортизационные отчисления	
				Цена, тыс. р.	Монтаж		Всего, тыс. р.		Норма, %	Сумма, тыс. р.
					%	Тыс. р.				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Здания и сооружения	17280			1,0				17280	2,0	345,6
Бытовые помещения	2000			1,5				3000	2,0	60
Итого	19280							20280		405,6
Основное оборудование:										
1 Дуговая печь		ДП-3	2,0	5100,0	10,0	510,0	5610,0	11220,0	7,0	785,4
2 Ковш			8,0	450,0	10,0	45,0	495,0	3960,0	9,0	277,2
3 Стержневая линия ЛП011			4,0	2150,0	10,0	215,0	2365,0	9460,0	9,0	662,2
4. Формовочная линия Л651			5,0	2550,0	10,0	255,0	2805,0	14025,0	9,0	981,8
5. Барабан дробометный			8,0	500,0	10,0	50,0	550,0	4400,0	9,0	308,0
7. Термическая печь			2,0	610,0	10,0	61,0	671,0	1342,0	9,0	93,9
Итого			29,0	11360,0				44407,0		3108,5
Подъемно-транспортное оборудование:										
Кран мостовой			3,0	2000,0	60,0	1200,0	3200,0	9600,0	10,0	960,0
Кран консольный			1,0	1000,0	60,0	600,0	1600,0	1600,0	10,0	160,0
Итого			7,0	3000,0				11200,0		1120,0
Инструмент и оснастка								2500,0	50,0	1250,0
Хозяйственный инвентарь								624,0		624,0
Итого								3124,0		1874,0
Всего								79011		5388,1

3.6. Определение затрат и планирование себестоимости

В себестоимость продукции включаются следующие группы затрат

- материальные затраты;
- затраты на оплату труда;
- отчисления на социальные нужды;
- амортизация основных фондов;
- прочие расходы.

Выделяют следующие категории затрат:

1) По роли в системе управления:

- производственные;
- непроизводственные.

2) По их динамике, соответствующей функциональным изменениям:

- переменные;
- постоянные.

Производственные затраты подразделяются на 4 категории:

1) Прямые затраты на материалы, которые входят в состав конечного

продукта, т.е. на шихтовые материалы;

Оплата прямого труда, т.е. зарплата основных рабочих (расходы на оплату труда основных рабочих и отчисления на социальные нужды);

2) Затраты на амортизацию, ремонт и обслуживание оборудования, технологическую энергию и топливо;

3) Накладные цеховые и заводские расходы.

Основная себестоимость продукции образуется из стоимости первых трех групп затрат.

Непроизводственные (общекорпоративные) затраты подразделяются на торговые, общие и административные. Они связаны с затратами на продажу продукции и поставку сырья, оплату заводской администрации, судебные издержки т.п.

Сумма производственных и непроизводственных затрат образует полную себестоимость.

Переменные затраты (VC) изменяются в целом и прямо пропорционально выпуску продукции (выпуску литья в тоннах). К ним относятся следующие затраты:

- на основные и вспомогательные материалы;
- на оплату труда (полные затраты на оплату труда основных рабочих);
- на технологическую энергию (топливо);
- на социальные нужды;
- на инструмент.

Постоянные затраты не зависят от объема производства (выпуска продукции). К ним относятся следующие затраты:

- на оплату труда вспомогательных рабочих, управленческого и обслуживающего персонала;
- амортизацию зданий, сооружений, оборудования и оснастки;
- ремонт оборудования и оснастки.

Таблица 36 – Смета расходов на ремонт и эксплуатацию оборудования

Наименование статьи затрат	Сумма, тыс.руб.	Примечание
Эксплуатация оборудования	112	1% от стоимости оборудования
Текущий ремонт оборудования	560	5% от стоимости оборудования
Внутрипроизводственное перемещение груза	102,5	5 руб на 1 тонну годного литья
Износ малоценного и быстроизнашивающегося оборудования	307,5	15 руб на 1 тонну годного литья
Прочие расходы	108,2	10 % от общей суммы расходов
Итого:	1190,2	

3.7. Расчет плановых постоянных и переменных затрат

Постоянные затраты складываются из следующих составляющих:

$$FC = FC_1 + FC_2 + FC_3 + FC_4 + FC_5 + FC_6 + FC_7 + FC_8;$$

где: FC_1 – отчисления на амортизацию оборудования, зданий и сооружений;

FC_2 – отчисления на эксплуатацию и ремонт оборудования;

FC_3 – расходы на подготовку и освоение производства;

FC_4 – затраты на оплату вспомогательных рабочих, управленческого и обслуживающего персонала, плюс отчисления на социальные нужды;

FC_5 – затраты на НИОКР, рационализаторство и изобретательство;

FC_6 – расходы на охрану труда;

FC_7 – прочие цеховые расходы;

FC_8 – общезаводские расходы.

FC_9 – непроизводственные расходы

Значения затрат берутся из соответствующих статей калькуляции себестоимости и сметы цеховых расходов.

$$FC = 5388,1 + 1190,2 + 79011 + 32689 + 1257 + 21128,2 + 1571 + 6425 + 21521,8 = 170181,3$$

Средние удельные постоянные расходы равны: $AFC = FC/M$, где M – годовой выпуск годного литья по программе цеха, т.

$$AFC = 170181,3 / 20500 = 8,3 \text{ тыс. р./т.}$$

Далее производим расчёт переменных затрат по формуле:

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$VC = VC_1 + VC_2 + VC_3 + VC_4 + VC_5 + VC_6,$$

где VC_1 – суммарные затраты на сырьё и основные материалы;

VC_2 – затраты на оплату труда основных рабочих и отчисления на социальные нужды;

VC_3 – затраты на технологическую энергию;

VC_4 – затраты на техническое использование воды и сжатого воздуха;

VC_5 – затраты на вспомогательные материалы;

VC_6 – транспортный налог.

Данные для расчёта переменных расходов берутся из соответствующих статей таблицы 38.

$$VC = 415152 + 19978,1 + 90000 + 19899 + 40 + 470,5 = 545539,6$$

Средние удельные переменные расходы (на 1 т годного литья) равны:

$$AVC = VC/M,$$

$$AVC = 545539,6 / 20500 = 26,6 \text{ тыс. р./т.}$$

Общие годовые затраты равны: $TC = FC + VC$, то есть:

$$TC = 545539,6 + 170181,3 = 715721 \text{ тыс. р.}$$

Общие средние удельные затраты равны полной себестоимости годного литья:

$$ATC = AFC + AVC,$$

$$ATC = 8,3 + 26,6 = 34,9 \text{ тыс. р./т.}$$

Таблица 37 – Смета цеховых расходов

Статья	На 1 т литья		Сумма на всю программу, тыс. руб.
	Количество, кг	Цена, тыс. руб.	
Затраты на оплату вспомогательных рабочих, управленческого и обслуживающего персонала			28423,4
Отчисления на социальные нужды			4265,7
Амортизация здания и хоз. инвентаря			6807,5
Затраты на НИОКР, рационализаторство и изобретательство			1257
Расходы на охрану труда			1571
Стоимость вспомогательных материалов			
Лигносульфонат	0,27	21,0	5,67
Жидкое стекло	0,54	8,5	4,59
Кварцевый песок	9	3,3	29,7
Итого			42364,5
Транспортный налог			470,5
Прочие расходы			6425,2
Итого цеховых расходов			49260,2

Таблица 38 - Калькуляция себестоимости 1 тонны годных отливок

Статья затрат	Единицы измерения	На 1 т литья			На программу	
		Кол-во	Цена, тыс. руб.	Сумма, тыс.руб	Кол-во	Сумма, тыс.руб.
1. Сырьё и основные материалы						
Чугун чушковый	т	0,051	10	0,51	1086,5	10865
Стальной лом	т	0,976	20	19,52	20213	404260
Отходы производства (возврат)	т	0,59			12095	
Железная руда	т	0,00068	1,5	0,00102	13,94	20,91
Итого		1,61768	21,5	20,03		415145
Угар и безвозвратные потери	т	0,024			492	
Отходы	т	0,58			11890	
Итого за вычетом возврата и угара	т	1,013		20,25	33207	
3. Оплата труда основных рабочих	тыс.руб.			0,766		15712,4
4. Отчисления на социальные нужды	тыс.руб.			0,208		4265,7
5. Технологическая электроэнергия	тыс. кВт ч	3,5	1,4	4500	70000	90000
6. Энергия на технические нужды						
- вода	тыс. м ³	0,15	7,21	1,0815	3750	19467
- сжатый воздух	тыс. м ³	0,004	6	0,024	260	432
7. Расходы на подготовку и освоение производства	тыс.руб.			4,58		93981,0
8. Расходы на ремонт и эксплуатацию оборудования	руб.			0,05		1190,2
9. Отчисления на амортизацию оборудования	тыс.руб.			0,33		6807,5

Основная себестоимость	тыс.руб.			31,5		647007
Цеховые расходы	тыс.руб.			22,1		49260,2
Цеховая себестоимость	тыс.руб.			53,6		696267,2
Общезаводские расходы	тыс.руб.			1,03		21128,2
Производственная себестоимость	тыс.руб.			34,9		717395,2
Непроизводственные расходы	тыс.руб.			1,04		21521,8
Полная себестоимость	тыс.руб.			36,0		738917

3.8. Ценообразование

При установлении цен на продукцию используют следующие методы ценообразования:

- обеспечение безубыточности и получение прибыли;
- установление цены, исходя из ценности товара;
- ориентацию на издержки производства.

Рассчитаем цену по формуле:

$$P = 1,9 \cdot S,$$

где: S – себестоимость тонны годного литья, тыс. р.;

$$P = 1,9 \cdot 34,9 = 66,31 \text{ тыс. р.}$$

Доход от продаж определим по формуле:

$$D = P \cdot Q,$$

где: D – доход от продаж, тыс. р.;

P – цена продукции, р.;

Q – объем производства, т.

$$D = 66,31 \cdot 20500 = 1359355 \text{ тыс. р.}$$

Прибыль определим по формуле:

$$\Delta\P = D - \text{В.З.},$$

где: В.З. – валовые затраты = полной себестоимости, тыс.р.

$$\Delta\P = 1359355 - 738917 = 620438 \text{ тыс.р.}$$

3.9. Расчет коммерческой эффективности проекта

Примем расчетный срок реализации проекта – 3 года, т.е. 12 кварталов.

Сооружение цеха проходит в несколько этапов. Строительство здания – три первых квартала. В первом квартале расходуется 30 % капитальных затрат на строительство здания, во втором – 30 % и в третьем квартале – 40 %. Приобретение и монтаж оборудования, подъемно-транспортных средств, приобретение оснастки, хозяйственного инвентаря и прочих средств осуществляется в 3, 4 и 5 кварталах. В третьем квартале расходуется 20 % средств, в четвертом квартале – 60 % и в пятом квартале – 20 %.

Выпуск литья начинается в четвертом квартале, принятую мощность $M_{\text{пр.кв}}$ (выпуск литья $M_{\text{пр.г}} = 20500$ т, $M_{\text{пр.кв}} = M_{\text{пр.г}} / 4 = 20500 / 4 = 5125$ т) начинают достигать с шестого квартала. В четвертом квартале выпуск литья будет составлять $M_{\text{пр.кв}} \cdot 0,5 = 5125 \cdot 0,5 = 2562,5$ т; в пятом квартале – $M_{\text{пр.кв}} \cdot 0,75 = 5125 \cdot 0,75 = 3843,7$ т; в шестом и последующих кварталах – $M_{\text{пр.кв}} = 5125$ т. Для начала реализации проекта требуется прирост оборотных фондов на создание в третьем квартале необходимых запасов основных и вспомогательных материалов.

Суммарные инвестиционные издержки на проект сводим в таблице 39.

Таблица 39 – Распределение необходимых инвестиций в основные и оборотные средства

Адрес инвестиций	Инвестиции по кварталам, млн.р.						
	1	2	3	4	5	6	Всего
1. Строительство здания	10,5	3,7	14,1	-	-	-	28,3
2. Приобретение и монтаж оборудования	-	-	2,4	7,4	2,4	-	12,2
3. Прирост оборотных фондов	-	-	1	-	-	-	1
Итого	10,5	3,7	17,5	7,4	2,4	-	41,5

В таблице приняты следующие обозначения: ИОК₁ – капитальные затраты на строительство здания и бытовых помещений; ИОК₂ – капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования.

Общий объем необходимых инвестиций равен:

$$\text{ИОК} = \text{ИОК}_1 + \text{ИОК}_2 + \text{ИПО},$$

где, ИПО – инвестиции на прирост оборотных средств.

Примем объем собственных средств ИФС = 0,6 · ИОК. Остальные средства в объеме 0,4 · ИОК распределяются между привлеченными и заемными средствами, т.е. ИОК = ИФС + ИФП_р + ИФ_з.

Таблица 40 – Оперативный план производства

Показатель	Кварталы								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9-12
1. Рыночный потенциал цеха, т.				2562,5	3843,7	5125	5125	5125	5125
2. Цена 1 тонны годного литья, тыс.р.				66,31	66,31	66,31	66,31	66,31	66,31
3. Объем продаж, тыс.т.				2562,5	3843,7	5125	5125	5125	5125
4. Доля предприятия в отраслевом рынке	0	0	0	0,5	0,75	1	1	1	1
5. Объем производства, тыс.т.	-	-	-	2562,5	3843,7	5125	5125	5125	5125

Привлеченные средства получают за счет выпуска и продажи обычных акций.

Заемный капитал предполагает возврат средств и выплату процентов. Преимуществом использования заемных средств является исключение процентных выплат за кредит из валовой прибыли, при расчете налогооблагаемой прибыли. Примем ставку на кредит – 100 % годовых (25 % в квартал) с поквартальной выплатой, ИФП_р = 0,25 · ИОК и ИФ_з = 0,15 · ИОК.

В таблице 41 приведены источники финансирования.

Таблица 41 – Источники финансирования

Наименование источника	Распределение вложений по кварталам, млн р.						
	1	2	3	4	5	6	Всего
1. Собственные средства	10,5	3,7	4,1		-	-	18,3
2. Привлеченные средства		2,4			-	-	2,4
3. Заемные средства			1,5	1,5	1,5	-	4,5
Итого	10,5	6,5	5,6	1,5	1,5	-	20,6

Таблица 42- План привлечения и погашения кредитных средств

Наименование операции	Распределение по кварталам, млн р.					
	4	5	6	7	8	9-12
1. Привлечение кредита	1,5	1,5				
2. Погашение кредита						3
3. Финансовые издержки (процент за кредит)		0,4	0,8	0,8	0,8	
Итого	1,5	1,9	0,8	0,8	0,8	3

При реализации проекта осуществляются три вида деятельности: инвестиционная, операционная и финансовая. В каждом из этих видов деятельности можно выделить притоки и оттоки денежных средств.

Инвестиционная деятельность – это деятельность предприятия по вкладыванию собственных средств и привлечению чужих средств.

Операционная деятельность – деятельность по производству продукции.

Финансовая деятельность связана с привлечением собственного капитала, кредитов, с погашением задолженностей по кредитам, с выплатами дивидендов.

Таблица 43 – Данные по инвестиционной деятельности

Наименование показателя	Распределение по кварталам, млн.р.								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9–12
Поступления от продажи активов (акций)	-	-	-	2,4	-	-	-	-	-
Затраты на приобретение активов	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Итого	-	-	-	2,4	-	-	-	-	-

Таблица 44 – Данные по финансовой деятельности

Наименование показателя	Распределение по кварталам, млн.р.								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9–12
Собственный капитал	10,5	3,7	4,1			-		-	-
Заемные средства				1,5	1,5	-	-	-	-
Излишек средств	10,5	3,7	4,1	1,5	1,5	-	-	-	-

Таблица 45 – Данные по операционной деятельности

Показатель	Распределение по кварталам						
	1-3	4	5	6	7	8	9 – 12
1. Объём производства, т.	-	2562,5	3843,7	5125	5125	5125	5125
2. Цена продукции, тыс.р./т.	-	66,31	66,31	66,31	66,31	66,31	66,31
3. Доход от продаж, млн.р.	-	169,9	254,8	339,8	339,8	339,8	1359,3
4. Налог на добавленную стоимость, млн.р.	-	33,9	50,9	67,9	67,9	67,9	271,8
5. Налоги и сборы, млн.р.	-	20,3	20,3	20,3	20,3	20,3	20,3
6. Валовые затраты, млн.р.	-	11,3	20,5	35,9	35,9	35,9	35,9
7. Валовая прибыль, млн.р.	-	104,3	163,1	215,7	215,7	215,7	215,7
8. Резервный фонд, млн.р.	-	8,3	14,0	19,1	18,6	18,6	18,4
9. Фонд развития, млн.р.	-	70,5	114,8	152,5	130,2	130,2	119,5
10. Налогооблагаемая прибыль, млн.р.	-	5,2	14,0	23,8	46,5	46,5	57,5
11. Налог на прибыль, млн.р.	-	1,0	2,8	4,8	9,3	9,3	11,5
12. Чистая прибыль, млн.р.	-	83,0	140,0	190,6	186,1	186,1	183,9
13. Фонд потребления, млн.р.	-					18,6	18,4
14. Резервный фонд нарастающим итогом	-	1,84222	11,101	27,7086	43,9207	60,1329	76,1543
15. Фонд накопления, млн.р.	-	15,7	75,9	132,9	113,5	113,5	104,1
16. Фонд накопления нарастающим итогом, млн.р.	-	15,7	91,6	224,4	337,9	451,4	555,6
17. Дивиденды, млн.р.	-	0,92111	74,0706	16,6076	16,2121	16,2121	24,0321

Налог на добавленную стоимость (НДС) принят 20 % от дохода, а налоги и сборы взяты в размере 1,5 % от дохода. Отчисления в резервный фонд являются обязательными. Начиная с 4 квартала, примем отчисления в резервный фонд 10 % от чистой прибыли. Фонд потребления до 7 квартала примем равным нулю. С 7 квартала отчисления в фонд потребления составят 10 % от чистой прибыли.

Накопление резервного фонда производится до тех пор, пока он не достигнет 15 % от уставного капитала.

Валовая прибыль определяется по формуле

$$ВП = 0,8Д - ВЗ,$$

где ВЗ – валовые затраты с учетом отчислений по %-м ставкам за кредит.

Расчет чистой прибыли производится по формуле:

$$ЧП = \frac{(ВП - НС) \cdot (1 - \frac{НП}{100})}{1 - (1 - K_1 - K_2) \cdot \frac{НП}{100}},$$

где ВП – валовая прибыль, млн.р.;

НС – сумма налогов и сборов, млн.р.;

НП – налог на прибыль, млн.р.;

K_1 и K_2 – доли от чистой прибыли, отчисляемые в фонд потребления и дивиденды, млн.р.

Налогооблагаемую прибыль определим по формуле:

$$НОП = ВП - НС - РФ - ФР,$$

где ФР-фонд развития (примем его равным фондом накопления ФН), РФ-резервный фонд.

Фонд потребления рассчитываем по формуле:

$$ФП = K_1 \cdot ЧП.$$

Отчисления на дивиденды рассчитываем по формуле:

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Д = K_2 \cdot ЧП.$$

Фонд накопления (фонда развития) рассчитываем по формуле:

$$ФН = ЧП - ФР - Д.$$

В таблице 46 приведены данные по притокам и оттокам денежных средств в первые 12 кварталов реализации проекта.

Таблица 46– Расчёт чистого дисконтированного эффекта

Наименование показателя	Кварталы								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9 – 12
1. Чистый денежный поток, млн.р.	0	0	0	15,7	91,6	224,4	337,9	451,4	555,6
2. Коэффициент дисконта α_t	1	0,85	0,73	0,64	0,53	0,45	0,39	0,33	0,17
3. Чистый дисконтированный поток, млн.р.	0	0	0	10	48,5	100,9	131,7	148,9	94,4
4. Чистый дисконтированный поток нарастающим итогом, млн.р.	0	0	0	10	31,2	198	302	407	511

Таблица 47 – Дисконтированные значения инвестиций

Наименование показателя	Инвестиции по кварталам				
	1	2	3	4	5
1. Суммарные инвестиции, млн.р.	10,5	3,7	17,5	7,4	2,4
2. Дисконтирующий множитель, α_t	1	0,855	0,731	0,624	0,534
3. Дисконтированные инвестиции, млн.р.	10,5	3,1	12,7	4,6	1,28
4. Дисконтированные инвестиции нарастающим итогом, млн.р.	10,5	12,8	30,5	39,5	47,3

Таблица 48– Расчет чистых денежных потоков

Денежные потоки, млн р.	Денежные потоки в кварталы инвестиционного периода, млн.р.								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9-12
I. Операционная деятельность									
1. Приток наличности				15,7	91,6	224,4	337,9	451,4	555,6
2. Погашение задолженности за кредит	-	-	-	-	-	-	-	-	-
3. Расходы на основные средства	10,5	3,7	17,5	7,4	2,4				
4. Чистый денежный поток	-10,5	-3,7	-17,5	8,3	89,2				
II. Финансовая деятельность									
Приток	10,5	3,7	17,5						
5. Собственный капитал									
6. Заемные средства				2,4	2,4				
7. Чистый денежный поток	10,5	3,7	17,5	2,4	2,4				
III. Инвестиционная деятельность									
Приток									
8. Поступления от продажи активов (акций)				8,3					
9. Чистый денежный поток				8,3					
10. Излишек средств	0	0	0	15,7	91,6	224,4	337,9	451,4	555,6
11. Суммарная потребность	0	0	0	0	0	0	0	0	0
12. Сальдо на конец месяца				15,7					

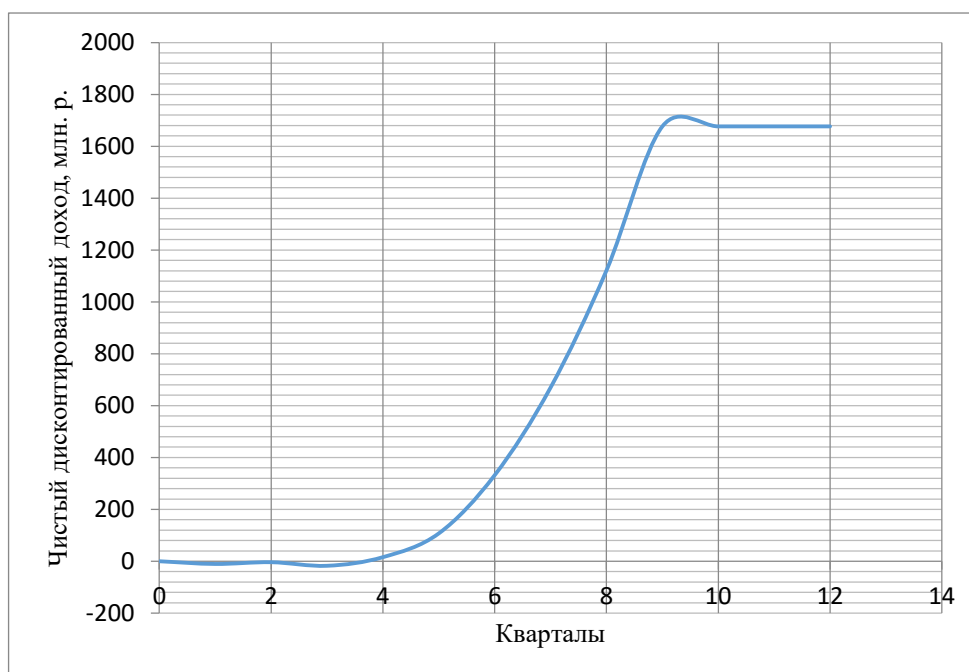


Рисунок 2 – Финансовый профиль проекта

На диаграмме показан финансовый профиль проекта. Чистый дисконтированный доход должен быть положительным. Чем выше ЧДД, тем эффективнее проект.

3.10. Показатели эффективности

Показателями эффективности проекта являются:

1) чистый дисконтированный доход (ЧДД) в конце периода (9 – 12 кварталы). ЧДД определяется как разность данных по чистому дисконтированному эффекту S и данных по дисконтированным значениям инвестиций на конец периода K :

$$\text{ЧДД} = S - K,$$

где S – суммарное дисконтированное значение денежного потока в конце периода;

K – суммарное дисконтированное значение инвестиций.

$$\text{ЧДД} = 1676,6 - 534,4 = 1142,2 \text{ млн.р.}$$

2) индекс доходности (ИД) определяется по формуле:

$$\text{ИД} = S/K,$$

$$\text{ИД} = 3,13$$

$\text{ИД} > 1$, следовательно проект считается эффективным.

3) срок окупаемости проекта определяем по графику (рисунок 1). В нашем случае срок окупаемости составляет почти 5 кварталов.

4) доля собственных средств предприятия в проекте составляет:

$$(18,3 / 20,6) \cdot 100\% = 88 \%$$

5) точка безубыточности – это значение минимального объёма выпуска продукции, при котором достигается «нулевая валовая прибыль» (доход от продажи равен издержкам производства). Точка безубыточности рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{кр}} = FC / (P - AVC),$$

где, FC – постоянные затраты, млн.р.;

P – цена одной тонны годного литья, млн.р.;

AVC – средние удельные переменные расходы, млн.р.

$Q_{\text{кр}} = T$, т.е. выпуск отливок превышает точку безубыточности.

$Q_{\text{кр}} = 170181,3 / (66,31 - 26,6) = 4286 \text{ т} < 20500 \text{ т}$, т.е. выпуск отливок превышает точку безубыточности.

В данной части дипломного проекта были проведены расчеты эффективности проекта. Было рассчитано количество рабочих, фонды заработной платы, затраты на строительство здания и приобретение оборудования. Мы рассчитали полную себестоимость продукции, как на годовую программу, так и на одну тонну отливок.

Проанализировав расчеты, мы можем сделать вывод, что разрабатываемое производство является прибыльным.

4. БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

4.1 Безопасность труда

Металлургическое производство – объект повышенной опасности, где использование правил охраны труда жизненно необходимо. Ряд мероприятий и инструктажа обеспечивают высокий уровень производства и благоприятные условия для профессиональной деятельности на производствах.

Охрана труда в металлургии включает в себя ряд обязательных видов инструктажей по технике безопасности

Основными опасными и вредными производственными факторами в литейном производстве являются:

- повышенная запыленность и загазованность воздуха рабочей зоны;
- нарушения температурного режима воздуха рабочей зоны, повышенная температура поверхностей оборудования, отливок, расплавленный металл;
- повышенные уровни шума и вибрации;
- подвижные части производственного оборудования, перемещающееся транспортное и грузоподъемное оборудование и транспортируемые грузы;
- недостаточная освещенность;
- стесненность на производственных площадях;
- физические перегрузки.[8]

4.1.1. Вентиляция

Вентиляция — эффективное средство очищения атмосферы цеха от нагретого воздуха, пыли, паров и газов. Применяют различные способы вен-

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

тиляции: естественную и механическую, общеобменную и местную, приточную и вытяжную, комбинированную.

Естественная общеобменная вентиляция (аэрация) происходит в результате свободного притока в помещение чистого и более холодного наружного воздуха. Воздух извне вытесняет нагретые загрязненные массы цехового воздуха через вытяжные фонари на крыше

епловые напоры аэрации незначительны, всего 15—20 Па. Они намного меньше гидравлических напоров, создаваемых принудительной вентиляцией. Но аэрация позволяет осуществить многократный воздухообмен, понизить температуру воздуха в цехе на 3—5°C, уменьшить его запыленность и загазованность без применения специального оборудования и затрат энергии.

Наружный воздух поступает в помещение цеха и неорганизованным путем (инфильтрацией), через неплотно прикрытые ворота и жалюзи, разбитые стекла, щели. Возникающие сквозняки вызывают простудные заболевания работающих.

4.1.2. Освещение

Промышленное освещение должно обеспечивать достаточную освещенность рабочих мест, рациональное направление света, отсутствие резких теней и блескости, надежность и безопасность эксплуатации осветительной установки.

Для освещения литейных цехов применяется естественное и искусственное освещение. По условиям гигиены труда, для освещения производственных и других помещений должно быть максимально использовано естественное освещение.

Среди характеристик качества освещения ведущее место занимают распределение яркости в поле зрения, в частности, прямая и отраженная блескость, контраст рассматриваемых объектов с фоном, равномерность

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

освещения и постоянство его во времени, тенеобразование, диффузность, направленность и цветность освещения.

В тех случаях, когда требуется создать высококачественное освещение, ведущее место должно занимать общее освещение. От того, как выполнено общее освещение, зависят: распределение яркости в освещаемом пространстве, равномерность и контрастность освещения, ограничение блескости и затененности, соотношение вертикальных и горизонтальных освещенностей, а также освещенность рабочей поверхности.

В промышленном освещении применяются в настоящее время источники света с различным спектральным составом. К таким источникам относятся: лампы накаливания, люминесцентные лампы разных типов, ртутные газоразрядные лампы высокого давления, ртутные лампы с исправленной цветностью типа ДРЛ.[8]

4.1.3. Электробезопасность

Понятие электробезопасность подразумевает создание таких условий, при которых возможность поражения человека электрическим током полностью исключена.

Случаи возникновения электротравм возможны из-за неудовлетворительной эксплуатации сетей и электрооборудования, недостаточного внимания к профилактическим испытаниям и ремонтам, неудовлетворительной организации рабочего места, недостаточного инструктирования и облучения работающих, неудовлетворительного состояния изоляции и контактов электроустановок.

Наиболее опасным является переменный синусоидальный ток промышленной частоты 50—60 Гц.

Также отрицательно сказывается недооценка вполне реальной опасности малого напряжения, под которым понимается напряжение 65 В и ниже.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

По данным В. Е. Манойлова, при невыполнении требований безопасности поражающие напряжения могут быть и менее 12 В.

4.1.4. Противопожарные мероприятия

Пожарная безопасность в литейных цехах неотделима от вопросов технической безопасности при выполнении производственного процесса. При обращении с расплавленным металлом и шлаком, огнеопасными жидкостями и газами, если не приняты соответствующие профилактические меры, создается опасность возникновения пожаров и взрывов.

Правильная разработка противопожарных мероприятий и успешное применение технических средств пожаротушения невозможны без учета пожароопасности технологии производства, пожароопасности применяемых материалов и без знания физико-химических основ процессов горения.

Ответственность за проведение противопожарных мероприятий на предприятиях возложена персонально на их руководителей.

Органы Государственного пожарного надзора имеют право при возникновении опасности пожара или взрыва частично или полностью приостановить работу предприятия.

4.1.5. Средства индивидуальной защиты и личная гигиена работающих

Индивидуальными защитными средствами называются разнообразные приспособления и одежда, применяемые работающими на производстве для защиты от профессиональных вредностей и опасностей.

К средствам индивидуальной защиты относятся приспособления для защиты органов зрения, лица, органов дыхания, слуха, спецодежда, спецобувь и различные пасты и мази для защиты кожного покрова. Средства

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

индивидуальной защиты рассматриваются лишь как дополнение к основным оздоровительным мероприятиям и применяются в тех случаях, когда другими способами невозможно предупредить опасность травм, профессиональных отравлений и заболеваний.

В соответствии со статьей 141 КЗоТ на всех особо вредных работах или работах, связанных с пребыванием в ненормальной температуре, сыростью или загрязнением тела, рабочим выдается за счет предприятия специальная одежда и предохранительные приспособления по спискам работ и по нормам, утвержденным Государственным Комитетом Совета Министров СССР по вопросам труда и заработной платы и ВЦСПС.

4.1.6. Техника безопасности при процессах смесеприготовления, формовки и изготовления стержней

Процессы смесеприготовления связаны с выделением пыли, поэтому необходимо принимать защитные меры: механизацию и автоматизацию приготовления формовочных и стержневых смесей с герметизацией пылящего оборудования, устройство местной вытяжной вентиляции. В массовом и крупносерийном производстве, новые методы формообразования, связанные со значительно меньшим шумом по сравнению с процессом уплотнения форм встряхиванием и способствующие улучшению условий труда.

4.1.7. Мероприятия по снижению шума

1. Уровень шума при работе изделий серийной продукции не должен превышать более чем на 3 дБ уровень шума лучших образцов этого рода изделий.

2. В техническом паспорте выпускаемых агрегатов должны быть указаны уровни шума, которые создает агрегат на расстоянии 1 м, 5 м и на рабочем месте, а также спектр шума на рабочем месте и на расстоянии 5 м.

3. Модернизация и реконструкция оборудования, приводящие к значительному увеличению уровня шума (выше предусматриваемых нормами уровней), не допускаются.

4. Рекомендуются заменять пневматические выбивные машины (решетки) электромеханическими инерционными и вибрационными.

5. Следует применять дробеструйную, дробеметную и гидроструйную очистку литья.

6. Барабаны для очистки отливок должны снабжаться шумопоглощающими кожухами, пылезащитными укрытиями и вентиляцией.

7. Пневматические вибраторы, выбивные решетки, встряхивающие формовочные машины снабжаются амортизаторами ударов и глушителями на выхлопе воздуха.

8. Над выбивными решетками необходимо применять подвижные укрытия (шум становится более приглушенным, менее резким и раздражающим).

9. Снижение шума и вибрации машин достигается применением закрытых приводов, косозубых и шевронных шестерен, правильным подбором материалов механизмов, надлежащей амортизацией вибрирующих и ударных частей машин и т. д.

10. Трансмиссионные приводы следует заменять индивидуальными, отдавая предпочтение клиноременной передаче.

11. Рекомендуются применять безрельсовый внутрицеховой транспорт с колесами на резиновых шинах.

12. Системы вентиляции и местных отсосов рекомендуется снабжать глушителями шума, снижающими его до уровня, при котором шум от вентиляционных установок не прослушивается на фоне общего шума в помещении.

13. В отдельных случаях следует применять средства индивидуальной защиты от действия шума[9].

Таблица 49 -Классы вибраций в зависимости от числа ударов инструмента или оборотов машин

Класс	Число ударов или оборотов в минуту	Вибрации производственных инструментов и машин
1	1200	Вибрации бурильных, отбойных, рубильно-чеканных и других молотков
2	До 1500	Вибрации, возникающие при очистке (обдирке) деталей абразивными кругами и фрезой, полировке и т. д.
3	1950—3000	Вибрации бурильных, рубильно-чеканных, клепальных и других молотков, бурильных сверл, шпалоподробных пневматических и электрических машин
4	4000—5000	Вибрации клепальных молотков, шлифовальных и некоторых полировальных машин
5	6000 и более	Вибрации любых инструментов и машин

4.1.8. Производственные тепловыделения

В отделениях плавления металла, заливки, сушки форм и стержней и выбивки отливок выделяется большое количество конвекционного и особенно лучистого тепла, процент содержания которого резко возрастает с повышением температуры источников теплоизлучения.

Источниками тепловыделения являются плавильные агрегаты, сушильные, отжигательные и другие печи, расплавленный металл при выпуске его из печей в ковши и в процессе разливки в формы, отливки в процессе остывания и выбивки и др.

В литейных цехах крупного литья количество тепла, выделяющегося при подсобных процессах (подсушка ковшей, опок и стержней), достигает больших величин и превышает в 1,5—2 раза тепловыделения при основных процессах — при плавке, заливке и выбивке. При этом следует иметь в виду, что длительное воздействие тепла на человека, особенно при тяжелой физической работе, может вызвать перегрев его организма. Особенно отрицательно влияет на организм человека облучение головы, шеи и груди.

4.2. Экологичность проекта

С позиции экологии и охраны труда литейное производство является одним из самых опасных. Отходы литейного производства, выбросы в атмосферу пагубно влияют на экологическое равновесие. При производстве одной тонны отливок из стали выделяется около 50 кг пыли, 250 кг оксидов углерода, 1,5-2 кг оксидов серы и азота и до 1,5 кг других вредных веществ. В водный бассейн поступает до 3 куб.м сточных вод и вывозится в отвалы до 6 т отработанных формовочных смесей.[10]

4.2.1. Глобальные экологические проблемы современности

Важнейшие глобальные экологические проблемы, стоящие перед современным человеком, следующие: загрязнение окружающей среды, парниковый эффект, истощение "озонового слоя", кислотные дожди, деградация почв.

Парниковый эффект – нагрев внутренних слоев атмосферы Земли, обусловленный прозрачностью атмосферы для основной части излучения Солнца (в оптическом диапазоне) и поглощением атмосферой основной

(инфракрасной) части теплового излучения поверхности планеты, нагретой Солнцем.

Озоновый слой защищает поверхность Земли от разрушительного эффекта солнечных ультрафиолетовых лучей. Истощение озонового слоя вызвано действием озоноразрушающих веществ, попадающих в стратосферу.

Это техногенные газы, прежде всего, хлорфторуглероды (ХФУ) - стойкие химические соединения, которые могут диффундировать к озоновому слою десятки лет. Все техногенные газы приводят к утончению слоя, в результате поверхность Земли будет менее защищена от лучей ультрафиолета, что приведет к гибели клеток и мутации. Кислотный дождь образуется в результате реакции между водой и такими загрязняющими веществами, как оксид серы (SO_2) и различными оксидами азота (NO).

Кислотные дожди возникают при выбросе веществ в атмосферу автомобильным транспортом, в результате деятельности металлургических предприятий и электростанций, а также при сжигании угля и древесины. Вступая в реакцию с водой атмосферы, они превращаются в растворы кислот - серной, сернистой, азотистой и азотной. Затем, вместе со снегом или дождем, они выпадают на землю, это приводит к гибели урожая, лесов и остальной растительности, понижается плодородие почвы, в водоемах погибает фауна и флора. Неправильное применение удобрений и пестицидов. Внесение высоких доз азотных удобрений иногда отрицательно влияет на почвенную структуру и снижает противозерозионную устойчивость почв, приводит к деградации почвы.

Истощение запаса энергетических ресурсов. Важнейшим фактором, ограничивающим развитие промышленной деятельности человека, является энергетический лимит. Современное мировое энергопотребление человечества составляет около 10 ТВт. Основой энергетики сегодня является ископаемое топливо: уголь, нефть, газ и уран-235.

4.2.2. Анализ связи литейного процесса с экологическими системами

Технологический процесс состоит в получении стали в индукционных и электродуговых печах.

Схема технологического процесса (ТП) приводится на рис.1

Энергоресурсами являются: электроэнергия и природный газ.

Электроэнергия используется для питания оборудования цеха, а так же его освещения. Природный газ применяется в металлургическом оборудовании в качестве топлива.

В процессе получения отливки из стали образуются материальные отходы: твердые (шлак, угар, скрап); жидкие (сточные воды); газообразные (оксид углерода).

В качестве энергетических отходов ,можно выделить электромагнитное излучение (электрическое поле), шум, вибрации, тепловые выбросы (тепло отходящих газов).

Источником сточных вод являются технологические процессы (термическая обработка, очистной станок). Вода используется для очистки литых деталей от смеси, а так же на санитарно-гигиенические нужды.

Источником образования шлака, угара, являются плавильные печи. Под действием высоких температур в результате плавления пустой породы железосодержащих материалов и флюса образуется шлак. В результате образования окалины при плавке металла образуется угар. Оксид углерода появляется в результате плавления шихты в печах.

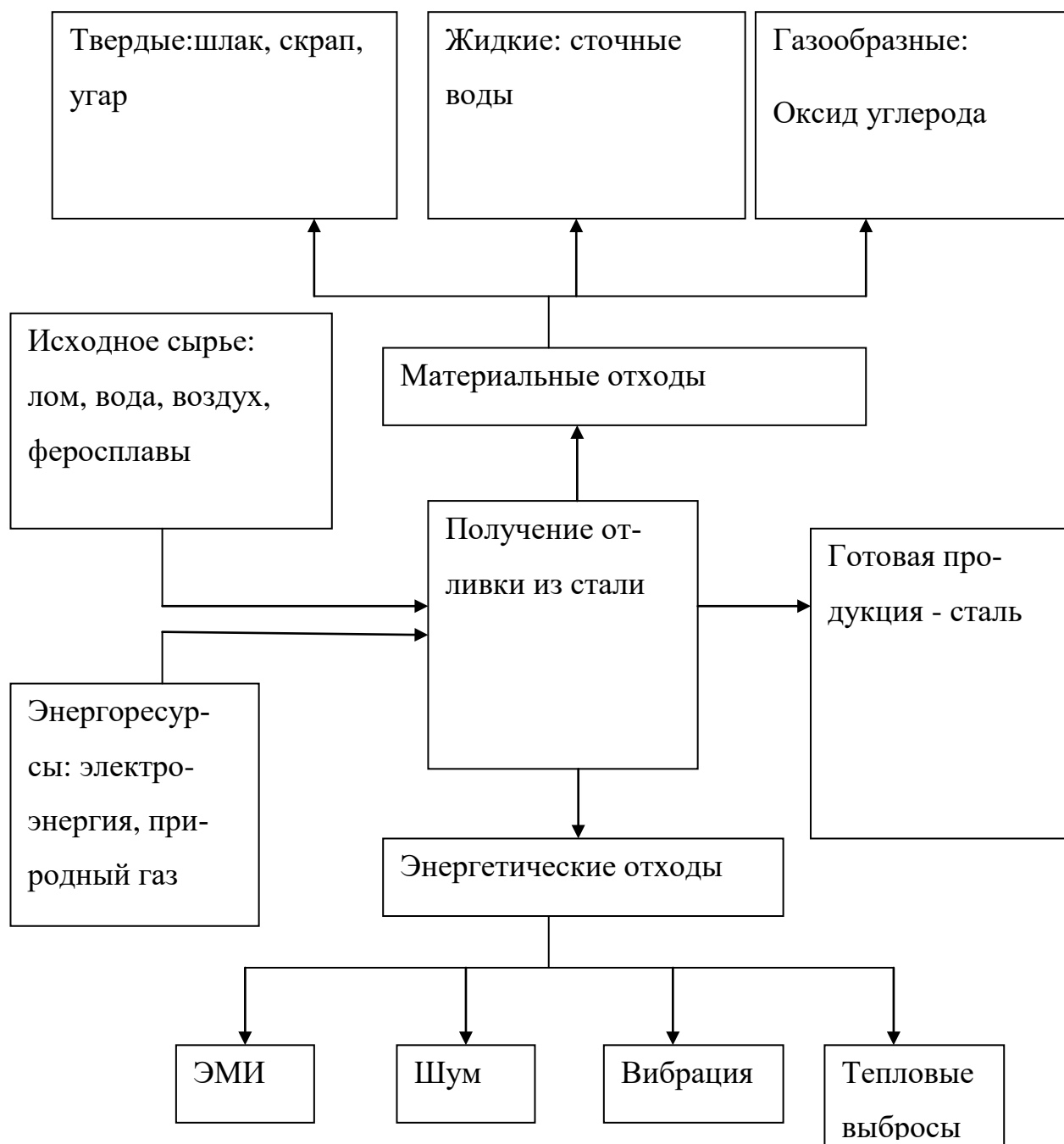


Рисунок 2- Схема технологического процесса

Энергоресурсами являются: электроэнергия и природный газ.

Электричество используется для питания оборудования цеха, а так же его освещения. Природный газ применяется в металлургическом оборудовании в качестве топлива.

Основными источниками шума и вибрации, являются дробебетные барабаны.

Тепловые выбросы возникают при обработки отливки в термических печах, а так же при плавке металла.

Электромагнитное излучение (электромагнитное поле) , возникает в результате работ печей и остального оборудования работающего на электричестве.

4.2.3. Пути экологизации производства

Одним из радикальных путей улучшения экологической обстановки и улучшения условий труда в литейных цехах является снижение объемов, выделяющихся вредных веществ из материалов форм в процессе их изготовления, заливки, охлаждения, выбивки и очистки отливок.

Основными вредными факторами при изготовлении форм и отливок с применениеморганических связующих являются токсичные газы, выделяющиеся при отверждении и при взаимодействии с расплавом, а так же пыль, образующаяся при выбивке и очистке отливок, при транспортировке и подготовке оборотных смесей.

В процессе развития технологии, техники, материалов эти связующие были потеснены или заменены на неорганические – жидкое стекло.

Набольшее распространение получили жидкие самотвердеющие смеси(ЖСС) с использованием жидкого стекла. При изготовлении среднего и крупного литья из черных сплавов были достигнуты высокие результаты по повышению производительности труда, снижению трудоемкости формовки, дефектности отливок, при этом улучшились условия труда, санитарно-гигиеническая обстановка на участках формовки, экологические показатели. Низкая газотворная способность, высокие термостойкость и податливость смесей способствовали быстрому внедрению данных технологических процессов. Существенным преимуществом явилось то, что само жидкое стекло и компоненты смесей не относятся к категории токсичных материалов.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Изготовление отливок в это же время перевели на более прогрессивный процесс изготовления стержней в нагретой оснастке. Высокое качество литья, достижение лучших показателей производительности за счет короткого времени отверждения при нагреве на операциях изготовления стержней и их высокие прочностные свойства способствовали быстрому внедрению данных процессов в массовом производстве отливок.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном проекте был разработан цех стального литья производительностью 20,5 тыс тонн в год. Проведен расчет технологического оборудования и расчет шихты. По результатам проведенных вычислений было выбрано оборудование и технологические материалы, обеспечивающие качественный результат. Современное оборудование и технологии позволили увеличить производительность, повысить качество, снизить затраты на ремонт, улучшить условия труда.

Кроме этого была посчитана экономическая часть проекта, а именно проведены следующие расчеты: расчет численности рабочих, расчет заработной платы, отчисления на социальные нужды, основных производственных фондов (здания, сооружения, технологическое оборудование, транспортное оборудование. Произведен расчет калькуляции себестоимости 1 тонны годных отливок и технико-экономических показателей. Исходя из данных вычислений, можно сказать, что проектируемый литейный цех экономически эффективен.

Так же были рассмотрены вопросы по экологии и безопасности труда. В результате снижения расхода основных материалов, минимизирования вредных выбросов, получилось обезопасить окружающую среду от вредных факторов и сделать данный проект экологичным.

					44.03.04 160 ПЗ	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. ГОСТ 977-88, Отливки стальные. Общие технические условия.
2. Справочник по литейному оборудованию. М.: Машиностроение, 1985, - 320 с, ил.
3. Электронный ресурс – завод “Амурлитмаш”, дробомерное оборудование.
4. ГОСТ Р 53464-2009, Отливки из металлов и сплавов. Допуски размеров, массы и припуски на механическую обработку.
5. Специальные способы литья: учебно-методическое пособие/ Б.С. Чуркин, А.Б. Чуркин, Ю.И. Категоренко; под ред. Б.С. Чуркина. Екатеринбург: Изд-во Рос.гос.проф.-пед.ун-та, 2012. 189 с.
6. Чуркин Б.С. Экономика и управление производством: Учеб. Пособие. Екатеринбург: Изд-во Урал.гос.проф.-пед.ун-та, 1999. 91с.
7. Миляев В.М. Гофман Э.В. Проектирование литейных цехов: Учеб.пособие/Екатеринбург: Изд-во Урал.гос.проф.-пед.ун-та, 1994,
8. Техника безопасности в литейном производстве: Учеб. пособие для сред. проф.-техн. училищ. — М.: Высш. школа, 1980. — 94 с,
9. Межотраслевые правила по охране труда в литейном производстве. ПОТ Р М-002-97. - СПб.: ЦОТПБСП, 2001.
10. Экология литейного производства / Под ред. А.Н. Болдина, С.С. Жуковского, А.Н. Поддубного, А.И. Яковлева, В.Л. Крохотина: Учеб. пособие для вузов. - Брянск: Изд-во БГТУ, 2001. - 315 с.